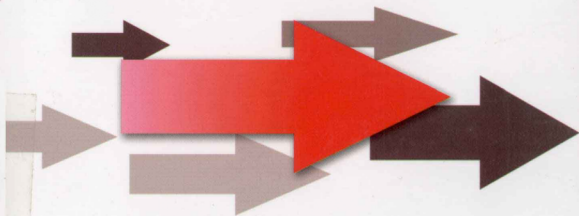


# 地下开采边界品位 动态优化研究及其应用

初道忠 著



冶金工业出版社  
Metallurgical Industry Press



ISBN 978-7-5024-5430-2



9 787502 454302 >

定价 22.00元

销售分类建议: 矿业工程

# 地下开采边界品位动态 优化研究及其应用

初道忠 著

北 京

冶金工业出版社

2011

## 内 容 提 要

在矿山开采过程中,边界品位是最基本、最重要的参数之一,因为它影响到整个矿山的经济效益,所以边界品位的优化一直是矿山主要的研究课题。

本书介绍了地下开采边界品位优化的动态规划法;最大现值法确定地下开采边界品位;谦比西铜矿生产概述和铜矿边界品位优化。

本书建立的边界品位动态优化模型较好地解决了边界品位在时间和空间上的结合问题,同时对经典的最大现值法(即 Lane 法,针对露天开采)推导出了地下开采情况下的优化模型。并开发相应的软件系统,系统在赞比亚谦比西铜矿进行了应用。

本书适合矿业工程学科的本科生、研究生以及矿山的工程技术人员参考阅读。

## 图书在版编目(CIP)数据

地下开采边界品位动态优化研究及其应用/初道忠著.

—北京:冶金工业出版社,2011.1

ISBN 978-7-5024-5430-2

I. ①地… II. ①初… III. ①铜矿床—地下开采—研究 IV. ①TD862.1

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2010)第 233449 号

出 版 人 曹胜利

地 址 北京北河沿大街嵩祝院北巷 39 号, 邮编 100009

电 话 (010)64027926 电子信箱 yjcb@cnmip.com.cn

责任编辑 杨盈园 美术编辑 张媛媛 版式设计 葛新霞

责任校对 石 静 责任印制 张祺鑫

ISBN 978-7-5024-5430-2

北京百善印刷厂印刷;冶金工业出版社发行;各地新华书店经销

2011 年 1 月第 1 版, 2011 年 1 月第 1 次印刷

850mm × 1168mm 1/32; 6.375 印张; 169 千字; 193 页

22.00 元

冶金工业出版社发行部 电话:(010)64044283 传真:(010)64027893

冶金书店 地址:北京东四西大街 46 号(100010) 电话:(010)65289081(兼传真)

(本书如有印装质量问题,本社发行部负责退换)



## 前 言

矿产资源是地球赋予人类的财富，是人类赖以生存发展的物质基础，在经济建设和社会发展中起着重要的作用。而矿产资源的不可再生性和稀缺性，使之如何在有限的资源条件下实现社会和经济的可持续发展，是当今世界面临的一个重大课题。要实现矿业可持续发展，一是在宏观上以科学决策为基础实现对行业的调控；二是在微观上以现代科学技术为基础和手段实现矿山的优化开采。

优化是科学研究、工程技术和经济管理等领域的重要研究工具。它所研究的问题是讨论在众多的方案中寻找最优方案。在矿山企业中，要选取最优的技术经济参数，既能充分利用现有的矿产资源，又能获得好的经济效益。同时，由于不同矿床的赋存条件各不相同，同一矿床不同区位的技术指标也有差别，所以最优方案的参数确定也不是固定不变的，它将随着矿床技术指标的变化而动态变化。

随着现代工业的高速发展，对矿产品的需求日益增长，开采深度逐渐加深，技术难度日益增大。部分露天开采也可能陆续转化为地下开采。因此，在未来的年代里，地下开采比重将逐渐增大，开采地下矿山在整个矿山开采中的地位将越来越重要。

在矿山开采过程中，边界品位是最基本、最重要的参数之一，因为它影响到整个矿山的经济效益。从20世纪60年代以来，边界品位的优化一直是矿山主要的研究课题。同时，地下开采边界品位的优化是一个复杂的工程经济管理和决策问题，涉及各种自然、技术和经济因素。边界品位优化涉及品位空间分布、采矿方法、矿山开采能力、开采顺序以及技

术经济参数等诸多因素，它们之间不是相互独立的，而是存在着环式的相互作用、相互制约的关系。如果能够科学地考虑上述各种因素，就可以较好地解决地下开采边界品位优化问题。

本书以总净现值最大为目标，结合地下开采矿山实际，建立一个新的边界品位动态优化模型。该模型能够考虑使用的采矿方法、矿体的开采顺序、矿石品位在不同区段的实际分布以及矿山年生产能力，用来指导矿山中、长期的经济决策和短期的实际生产。

科学研究是无止境的，一个科学问题往往是没有最终答案的，边界品位的优化问题也是如此，它不会因一个优化方法的出现而得到最终解决，随着科学技术发展和研究的不断深入，将得到更满意的答案。由于笔者水平有限，本书如存在一些不足之处，希望能得到读者的批评指正，更希望本书对以后在该领域的研究起到抛砖引玉的作用。

本书的出版受到山东理工大学的大力资助，在此表示衷心的感谢。该书是在国际合作项目“赞比亚谦比西铜矿高效采矿方法研究”子项目“经济技术指标优化研究”的基础上撰写的，在写作过程中，东北大学王青教授提出了许多宝贵的建议；同时，赞比亚谦比西铜矿的有关人员给予了大力的支持，提供了大量的宝贵资料；在此一并表示感谢。

作 者

2010年5月

于山东理工大学

# 目 录

1 绪论 .....	1
1.1 边界品位及其对矿山生产的影响 .....	1
1.1.1 边界品位的定义 .....	1
1.1.2 边界品位对整个生产过程的影响及与其他 重要参数的关系 .....	3
1.2 边界品位研究现状及方法 .....	7
1.2.1 国外对边界品位的研究现状及方法 .....	7
1.2.2 我国对品位指标的研究现状及方法 .....	13
1.3 问题的定义 .....	17
1.3.1 边界品位研究中存在的主要问题 .....	17
1.3.2 地下开采边界品位优化问题的提出与定义 .....	18
2 地下开采边界品位优化的动态规划法 .....	21
2.1 动态规划问题的基本概念及建模思路 .....	22
2.1.1 阶段 .....	22
2.1.2 状态 .....	22
2.1.3 决策 .....	22
2.1.4 策略和子策略 .....	23
2.1.5 状态转移方程 .....	23
2.1.6 指标函数 .....	23
2.2 动态规划优化法确定最佳边界品位 .....	23
2.2.1 最优边界品位的确定思路 .....	23
2.2.2 变量定义 .....	26
2.2.3 动态规划边界品位优化模型 .....	27
2.2.4 实际问题的处理 .....	30

---

2.2.5 边界品位动态规划法的算法步骤和流程 .....	36
2.3 品位优化的成本分析 .....	40
2.3.1 可变成本的构成 .....	40
2.3.2 不变成本的构成 .....	41
2.4 无后效应 .....	41
2.5 算例 .....	43
2.5.1 品位段和步长 .....	44
2.5.2 矿量增量 .....	45
2.5.3 边界品位优化计算 .....	48
2.5.4 边界品位优化结果 .....	56
<b>3 最大现值法确定地下开采边界品位 .....</b>	<b>58</b>
3.1 矿量计算和平均品位 .....	59
3.2 采矿、选矿两阶段边界品位的数学模型 .....	61
3.2.1 赢利及现值计算 .....	61
3.2.2 不同阶段生产能力约束下的最佳边界品位 .....	62
3.2.3 生产能力平衡条件下的边界品位 .....	65
3.2.4 最佳边界品位 .....	66
3.2.5 算法步骤和流程 .....	68
3.3 采、选、冶三阶段边界品位的数学模型 .....	70
3.3.1 赢利及现值计算 .....	70
3.3.2 不同阶段生产能力约束下的最佳边界品位 .....	71
3.3.3 生产能力平衡条件下的边界品位 .....	75
3.3.4 最佳边界品位 .....	76
3.3.5 算法步骤和流程 .....	77
<b>4 谦比西铜矿生产概述 .....</b>	<b>81</b>
4.1 矿山概况 .....	81
4.1.1 地理位置 .....	81
4.1.2 生产现状 .....	82

---

4.2 矿床地质 .....	83
4.2.1 矿区地层 .....	84
4.2.2 矿区构造 .....	86
4.2.3 矿区水文地质条件 .....	87
4.2.4 矿体特征 .....	88
4.3 探矿工程布置、取样 .....	91
4.3.1 基建期探矿 .....	91
4.3.2 生产期探矿 .....	93
4.3.3 取样数据 .....	94
4.3.4 矿体品位变化趋势 .....	95
4.4 主采区开拓及采矿方法 .....	95
4.4.1 开采范围 .....	95
4.4.2 矿床开采技术条件 .....	96
4.4.3 采矿方法 .....	98
4.4.4 回采工艺 .....	103
4.4.5 开拓运输系统 .....	109
4.5 谦比西铜矿成本及价格分析 .....	112
4.5.1 可变成本 .....	112
4.5.2 不变成本 .....	118
4.5.3 铜精矿价格 .....	118
5 谦比西铜矿边界品位优化 .....	120
5.1 动态规划法对边界品位的优化 .....	121
5.1.1 优化单元的确定 .....	121
5.1.2 优化单元的品位分布 .....	122
5.1.3 优化单元的边界品位—矿量曲线 .....	126
5.1.4 动态规划优化法对边界品位优化的计算 .....	132
5.2 最大现值法对边界品位的优化 .....	138
5.2.1 优化对象的品位分布及边界品位—矿量 曲线 .....	138

---

5.2.2 边界品位优化结果 .....	140
5.2.3 现值法优化的主要局限性 .....	141
5.3 两种优化结果的比较 .....	141
<b>6 结论与展望 .....</b>	<b>144</b>
<b>附 录 .....</b>	<b>147</b>
附录 1 最终产品分别为精矿和金属时产量的 推导过程 .....	147
附录 2 动态规划边界品位优化系统 (DPOS1.0) 简介 .....	148
附录 3 矿山经济决策系统 (MEDS1.0) 简介 .....	150
附 3.1 原始数据输入 .....	151
附 3.2 系统功能模块 .....	153
附 3.3 结果输出 .....	154
附 3.4 其他功能介绍 .....	155
附 3.5 系统特点 .....	156
附录 4 第 5 章案例:有效决策集合 (部分) .....	157
<b>参考文献 .....</b>	<b>189</b>

在矿山开采过程中，边界品位是最基本、最重要的参数之一。边界品位的选择直接影响所圈定矿体的形态及矿石储量，进而影响矿山建设、生产规模、收益、设备选择和生产寿命，同时还影响到不可再生资源的利用率。因此，边界品位是一个对矿山经济效益和社会效益有着重大影响的技术经济参数。边界品位的优化，也是矿山经营参数优化的核心内容之一。

## 1.1 边界品位及其对矿山生产的影响

### 1.1.1 边界品位的定义

边界品位作为指导矿床开采活动的主要技术经济参数，它本身的含义就必须很明确。Montimer, Musgrove 和 Krige 等人

最初在此方面做了大量的研讨，讨论的焦点是围绕着开采矿石所获收益对于它相应的开采加工成本的补偿问题而展开的。Montimer 在这一问题的表述非常具有代表性，他认为：采出矿石的平均品位必须保证每吨入选矿石获得既定的利润下限，而最低品位应能抵偿它本身的费用。这一简洁的思路，至今在许多矿山的开采实践中得以体现。后来 Erickson 定义的边界品位为开采、加工和销售过程中得到一定可接受利润的最低品位，并由此导出了“利润成本”和“净现值”两个概念。1972 年 Taylor 进一步将边界品位分为“计划”和“作业”两种，前者指勘探期及生产前期各阶段用来确定矿体的空间范围和总储量的品位指标，是用经验计算式类比而得；后者却是生产期内各短期用来选定开采对象和确定入选矿石的品位，他给出了边界品位的定义是：“为某种特定原因区分两种行为取向的品位值，即区分采与不采，采出后送往选厂还是排斥的品位值……”

与国外所采用的单指标即边界品位不同的是，我国长期以来采用的是双指标体系，即用边界品位和最低工业品位来圈定矿体，同时以其他一些非品位性指标相辅助。边界品位，即矿石与围岩的分界品位，是圈定矿体的单个样品有用组分含量的最低要求。它可以使包括在圈定矿体中的贫、富矿石平均起来满足最低工业品位的要求。边界品位介于最低工业品位和尾矿品位之间。最低工业品位，也称最低可采品位，是在计算储量的既定块段中，能保证偿还开采和加工有用矿物全部费用和取得最低利润的有用组分的极限含量，它是区分能利用储量（表内储量）和暂不能利用储量（表外储量）的分界品位。其他辅助指标包括最低可采厚度、夹石剔除厚度等。

与国内的品位指标研究相比较，国外的品位指标研究有以下两个特点：

一是在当前条件下，区分矿与非矿的标准只有一个，即边界品位。而国内采用双指标体系：边界品位和最低工业品位。



二是品位指标的使用比较灵活，随着市场、成本等技术经济条件的变化，边界品位也作相应变化，以使矿山企业获得最大的利润。而国内品位指标一旦确定就很少改动。

### 1.1.2 边界品位对整个生产过程的影响及与其他重要参数的关系

边界品位是用于区分矿石与废石的临界品位值，矿床中高于边界品位的部分是矿石，低于边界品位的是废石。很显然，如果把边界品位确定得太高，那么判定为矿石的部分就会变少，这样势必造成一些能够带来利润的部分矿石损失，不能达到矿山整体效益最好，同时，矿产资源也得不到有效利用；如果边界品位定得过低，矿石量变大，在开采能力一定的情况下，每年获得的金属量变小，而且现金流分布在很长的寿命期内，经折现之后，其净现值大为减少，这样也导致非经济性。因此，边界品位优化研究的最基本问题，就是要选择最优的边界品位，使矿山生产的效益最大化。

同时，边界品位的确定贯穿在整个矿业开发过程。在勘探阶段，随着工程投入的逐步展开，从踏勘到详细勘探，最后必须依照品位指标进行圈定矿体范围，从而得到矿体的形态和规模。在设计阶段，地质、采矿、选矿等多方面都做了深入的调查、实际研究，这些都是在采用较严谨的数学模型方法来优化品位指标的前提下进行的。在生产运营阶段，矿山所面临的经济技术参数，如成本、回收率和市场价格等都是现实的，矿山必须根据实际经营参数，对品位指标进行必要的调整，从而使矿山的总体效益最佳。

矿山边界品位指标的确定是一项非常复杂的工作，综合性很强，涉及到各种自然、技术、经济因素。下面分别介绍边界品位与开采方法、矿山生产能力、选矿回收率、矿床品位分布、矿石单位成本和产品销售价格等主要的技术经济参数的关系。

### 1.1.2.1 采矿方法

固体矿产的开采一般分为露天开采和地下开采。露天开采时，先对覆盖在矿体的岩层进行剥离，然后将矿体划分为许多水平分层（台阶），自上而下逐层开采。地下开采时，从地面开掘一系列井巷通达矿体，将矿体划分为若干个阶段，按照情况选择适合的顺序开采。就地下开采而言，采矿方法的选择与矿体产状（指矿体的倾角、厚度和形状等）有关，矿体的倾角主要影响矿石在采场内的搬运方法，而且倾角的影响还与厚度有关。矿体的厚度影响采矿方法和落矿方法的选择以及矿块的布置方式，矿体形状和矿石与围岩的接触情况也影响采矿方法的选择，如接触面不明显，矿体形状又不规则，不同的采矿方法会引起较大的矿石损失和贫化。边界品位的选择直接影响着矿体的产状，从而也影响采矿方法的选择。对于露天开采，因为盈亏平衡剥采比是地质品位的函数，当矿床的品位变化大时（如贵金属与有色金属矿床），境界线的位置不同，其穿越的矿体品位有较大差别。这种情况下，就不应采用一成不变的盈亏平衡剥采比进行境界设计，而应采用与境界线穿越的矿体部位的品位所对应的盈亏平衡剥采比。品位和盈亏平衡剥采比的关系可由公式求得。在实践中为方便起见，常常将这一关系绘成直线。从经济意义上讲，这一直线表明了具有某一边界品位的矿石可以“支持”的剥岩量。通过边界品位确定的盈亏平衡剥采比，可以进一步确定露天矿的最终境界，从而选择合理的开采方法。

### 1.1.2.2 矿山生产能力

通过边界品位与矿量的关系曲线可知，边界品位和矿量是呈递减的关系。边界品位的确定决定着矿石量的多少，也就是矿山规模的大小。矿山生产能力的影响因素除了市场需求和最佳的经济效益外，主要受矿山规模的影响。在此基础上，Taylor

在《矿山价值及可行性研究》一文中提出在西方工业水平和管理条件下, 矿石储量、生产能力和服务年限三者相互关系的经验公式如下:

$$A = 5R^{\frac{2}{3}} \quad \text{或} \quad T = 0.2R^{\frac{1}{3}} \quad (1-1)$$

式中  $A$ ——矿山生产能力,  $t/a$ ;

$T$ ——矿山合理服务年限,  $a$ ;

$R$ ——保有的矿石工业储量,  $t$ 。

根据我国目前实际情况, 矿山服务年限与储量的关系, 式(1-1)经验公式调整如下:

$$A = 1.25R^{\frac{4}{3}} \quad \text{或} \quad T = 0.8R^{\frac{1}{3}} \quad (1-2)$$

式(1-2)中的参数意义同式(1-1)。

### 1.1.2.3 选矿回收率

矿山企业的收益, 与矿石选别后取得的金属量密切相关, 而在矿石数量一定的情况下, 金属产量取决于选矿的金属回收率。从选矿理论中可知, 对于可选性相同的矿石来说, 入选品位越高, 选矿的回收率越高, 反之入选品位降低, 选矿的回收率降低, 这种升降关系有一定的规律, 可以用数理统计方法, 来描述这一规律。

### 1.1.2.4 矿床品位分布

运用数理统计的方法, 可以得到各种品位级别的样品点出现频率, 从而得到矿床品位分布函数。品位分布函数对边界品位确定具有非常重要的意义。对于一个矿山来说, 如果矿床中各处的品位差异不大, 那么边界品位的确定问题就变得比较简单。而事实上, 由于有用矿物分布在不同品位级别上, 当不同的品位指标去圈定矿体, 就会得到不同的矿石量。如果矿石开采边界品位减小, 矿石量就会增加, 平均品位却下降, 从而影响矿山的生产效益, 其影响程度如何, 就取决于矿床的品位分

布规律。矿床的品位分布函数的建立是边界品位优化分析的重要基础之一。

矿床的形成是一个非常复杂的自然过程，其品位分布形态并不是严格地符合某种数学函数。但矿床品位分布在统计上往往符合一定的函数形式，主要有正态分布、对数正态分布和负指数分布三种分布。在边界品位确定的情况下，品位分布影响矿体的产状，如矿体的形状、厚度和倾角等。

### 1.1.2.5 矿石单位成本

矿石单位成本是指生产每吨矿产品所支付的费用总和。按产品的类别，又可分为矿石成本和精矿成本。矿石成本包括矿石开采过程中所发生的全部费用。以矿石为最终产品的矿山应计算到成品矿仓为止，采选联合企业则应计算到选厂原矿仓为止；精矿成本是生产一吨精矿产品所投入的全部费用。单位成本按与产量的关系可分为不变成本和可变成本。不变成本是在生产能力一经形成，不管其利用程度如何，有关费用照样发生，如排水、维护及车间经费、企业管理费等。而可变成本是随矿产品产量的增减而变动的成本。单位成本影响边界品位的确定，单位成本越高，按盈亏平衡原则，边界品位越大。

### 1.1.2.6 产品销售价格

价格是矿石开采品位指标经济分析的重要因素，一定品位矿石开采加工后效益如何，很大程度是取决于价格的高低，然而在大多数分析研究中，人们都把价格作为一个常数来处理。在以往的计划经济体制条件下，产品由国家制定调拨价格并长期保持不变，这种做法尚有一定的合理性；但是在市场经济条件下，价格经常变动，这就需把价格当作一个变量来处理，在不同的条件下，采用不同的价格。所以价格的市场预测是在矿山经济决策过程中的一个重要步骤。预测的目的在于分析矿产市场经济变量间相互关系及影响因素、评估因素的变化对市

场的潜在作用以及预测矿产市场的未来状态。

关于产品销售价格对边界品位的影响,有两种截然不同的观点:一种是按照传统的盈亏平衡法的理论和计算方法,产品销售价格降低,边界品位增大,产品销售价格提高,边界品位减小。对此,可以理解为当产品销售价格高时,降低边界品位,从而可以开采低价时不能开采的矿石;在价格较低时,则应该相应地提高边界品位,以保证开采的矿石能够赢利。另一种观点是,高价采高品位矿石,低价采低品位矿石。我们知道,最大的销售收入来自于在高价时期尽可能地多销售产品。矿山总的矿量是有限的,在高价时期销售掉的产品所占的比重越大,整个矿山的销售收入就越高,而矿山每年采矿和选矿能力是有限的,因此,在价格高的年份里,要增加产品销售量,不是经过加大处理量,而是通过提高所处理矿石的边界品位来实现,这样才能达到利润最大化。Taylor 曾对这一观点用数学式进行近似的证明:假设矿山选矿生产能力为  $C$ , 选矿回收率为  $\lambda$ , 第一年金属价格为  $s_1$ , 第二年为  $s_2$ , 并且  $s_1 > s_2$ , 采矿品位有两种选择  $g_1$ 、 $g_2$ , 且  $g_1 > g_2$ 。可得:当第一年采矿品位为  $g_1$ , 第二年采矿品位为  $g_2$  时, 两年的总收益为  $P_1 = (g_1 \lambda s_1 + g_2 \lambda s_2) C$ ; 当第一年采矿品位为  $g_2$ , 第二年采矿品位为  $g_1$  时, 两年的总收益为  $P_2 = (g_2 \lambda s_1 + g_1 \lambda s_2) C$ 。因为  $g_1 > g_2$ 、 $s_1 > s_2$ , 所以  $\Delta P = P_1 - P_2 > 0$ , 即  $P_1 > P_2$ 。由此得出, 在高价时开采高品位矿石, 低价时开采低品位矿石情况下, 得到的收益较大。

## 1.2 边界品位研究现状及方法

### 1.2.1 国外对边界品位的研究现状及方法

#### 1.2.1.1 国外对边界品位的研究现状

边界品位作为矿山开采一个非常重要的技术经济参数, 国外(主要指西方国家)在市场经济机制下, 以经济效益为目标,

对品位问题的研究起步也较早，并取得了显著的成果。下面对西方在边界品位上的研究发展，根据经济分析的典型特征进行历史分期作以评述：

20 世纪 60 年代以前，矿山企业边界品位指标确定的方法主要是用传统的盈亏平衡法。也就是使矿物带来的收益与其生产过程发生的费用相等时的品位，高于该品位的部分是可以带来赢利的作为矿石，开采并送往选厂处理或直接出售；低于该品位的是没有带来赢利的不予开采或开采后送往废石场。该方法没有考虑资金的时间价值。早在 1914 年，Gary 就系统地提出了矿山最佳生产理论，其中定性地涉及边界品位的概念及问题，边界品位最初应用于南非的 Witwatersrand 金矿。1918 年，经济学家 G·卡塞尔在他的《社会经济原理》中提出：计算矿石总量的价值要引入折现的方法。H. D. 霍斯尔德也提出，估计矿石储量价值要考虑资金的时间价值。1922 年，Berry 首先提出要用净现值来计算边界品位。这个时期，人们已经认识到资金时间价值的引入，尽管还没有用到边界品位的计算当中，但这些早期的思想对矿石品位指标的研究极富有启发性，其影响非常深刻。

20 世纪 60~90 年代初，边界品位的优化研究从理论上说已经达到一定的高度，其分析内容上也考虑了诸多的影响因素，在逻辑分析上，更具系统性。这一时期研究的显著特点是将品位分布、资金时间价值、各种生产能力等，统一纳入边界品位分析的框架中。这段时期，有三位研究者显得非常突出。

Henning U. 首次对 Berry 所述的用单一值的动态盈亏平衡品位指标来指导整个矿山服务年限内的开采活动的做法提出质疑。他认为，为使矿山开采的净现值达到最大化，必须在整个开采时期不断地调整最优边界品位，而这一指标系列是逐步递减的，他用一个数值案例证明了这一点。他所分析的案例是以地下开采为研究对象，所做的成本分析也较简单。

Lane 是近 40 年来西方国家在边界品位经济优化研究中具有

代表性的人物之一，他于1964年发表的有关边界品位的研究成果被认为是边界品位理论发展的一个里程碑。Lane的边界品位优化是以净现值最大，而不是以总赢利最大为目标。他主张先求出可以充分发挥采、选、冶三种生产能力时的3个边界品位和使这三种生产能力两两均衡时的3个边界品位，然后从这6个边界品位中选出最佳边界品位。他的算法是在假设矿体品位分布不变的前提下实现的，实际上矿体品位变化不是不变的，也很难作出准确预计。同时，采、选、冶生产能力也不可能在任何时候都十分协调，比如说，会时面积压矿石或供应不足。所以，就通过选择适当的边界品位来使他们达到平衡。

Taylor也对品位的研究做出了历史贡献。在论文《边界品位的一般理论》的研究成果中，对长期以来对边界品位定义含糊不清的问题进行了进一步的澄清，为此，他提出应区分边界品位和盈亏平衡品位；对采掘活动制约和经济性制约与品位优化的关系进行了分析；在最优边界品位的计算方面，其基本思路仍沿用Lane的方法，但他在许多方面做了扩展以使其更具一般性。

其后，不少学者沿用Lane和Taylor对优化品位的理论和方法做了很多深入的研究和探讨。Blackwell运用Lane极为相似的方法，但是他的方法更具有可计算性。Koniaris阐述了边界品位优化以最大净现值以外的多目标优化，他考察了影响优化的多种因素如：库存、高品位、矿山储量，等等。

进入20世纪90年代，西方矿业经济中对边界品位优化的理论没有显著的进展。其研究主要在技术层面上，如一些技术经济参数方面的研究和分析。如D. Robert Cairns、Takayoshi Shin-kuma, M. Ataei和M. Osanloo讨论矿体的赋存条件、开采顺序及价格等因素对优化结果的影响。由于西方国家对环境的日益重视，对矿业开发的要求越来越严格，西方国家对矿业研究和教育方面投入越来越少，矿山开采由西方发达国家向发展中国家转移的趋势。特别是进入21世纪，关于边界品位研究的文献越

来越少。

### 1.2.1.2 国外对边界品位的研究方法

#### A 盈亏平衡法

一个给定块段的品位越高，其开采价值就越大。只要块段中所含矿物的价值高于其开采与加工费用，将其作为矿石开采加工就可以使矿山企业总赢利增加。使矿物的价值等于其开采加工费用的品位称为盈亏平衡品位。确定边界品位的传统方法是盈亏平衡法，用该方法得到的边界品位，是一个固定不变的盈亏平衡品位。高于该品位的块段，其收益大于成本，称为可赢利块段，反之，称为非赢利块段。这种方法有两个特点：一是完全成本分析法，在计算中采用成本数据的是吨矿完全成本；二是采用静态分析法，没有考虑资金的时间价值。

该方法早年应用于南非 Witwatersrand 金矿。我国狮子山铜矿用该方法确定每个计划矿段或采场的临界品位，对低于临界品位的采场封存或分级回采，以保证矿山经济合理地进行生产，使矿山取得较好经济效益。仲崇波、金镜潭、苑香民、王会文等人采用盈亏平衡分析、敏感性分析和风险性分析的方法，确定边界品位，对黄金矿山采矿规模设计工程项目的评价进行了较系统的论述。李德斌通过盈亏平衡分析，确定宜春钽铌矿的盈亏平衡品位，提出黑斑矿的开采优化方案。向鹏成等用低品位矿的临界品位通过盈亏平衡分析反映出来。

盈亏平衡法简单、易用，曾经是确定边界品位的主导方法，一些国家甚至仍在广泛使用。但是人们早已认识到它存在的问题和局限性。首先，传统的盈亏平衡法内在地、不切实际地假设成本与价格在整个时空跨度上是静态的，因此，得到的边界品位是一个与矿石质量、时间和位置无关的静态区分标准。其次，传统的盈亏平衡法当矿产品价格波动时，不能使总赢利达到最大，当价格升高时，盈亏平衡品位降低，引起矿石平均品



位下降,这样就在有限的选矿能力条件下使可获得的成品产量下降。而在高价位期降低销售量,必然造成总利润下降,在高价位期降低边界品位的理由是,采矿公司可以利用高价位开采那部分在低价位期因不能赢利会被遗弃的低品位矿石,从而增加公司的总利润。但事实恰恰相反,在高价位期出售更多的成品矿会带来更大的利润,即使永久牺牲低品位矿,在经济上也是划算的。理由很简单:在高价位期开采低品位矿石增加的利润,总是低于将相同矿量的高品位矿推迟到低价位期销售所损失的赢利。第三,传统的盈亏平衡法内在地假设采场和选厂生产能力是无限的,能够及时开采和处理采出的矿石。第四,如果生产能力是有限的,而且目标是使净现值最大化,边界品位应该是开采计划的函数,而盈亏平衡法没有考虑开采计划。

### B 最大净现值法

最大净现值法是1964年Lane首先提出的,所以也称为Lane法,被认为是边界品位理论发展的一个里程碑。Lane法是把整个矿山企业生产过程分为3个阶段:开采阶段、选矿阶段和冶炼阶段(包括最终产品的销售)。首先,依次假设3个阶段之一作为整个生产过程的瓶颈,而其他两阶段具有无限生产能力;依据瓶颈阶段的技术经济参数,计算出该阶段的最佳边界品位,这样就得到3个阶段分别为生产瓶颈的3个边界品位。然后,再根据矿床中品位的统计分布和各阶段的最大生产能力,求出同时满足每两个阶段生产能力的平衡边界品位。这样就得到另外3个边界品位。当考虑任意两个阶段生产能力约束和技术经济参数时,最佳边界品位可以从两个相应的单阶段生产能力约束下的边界品位和达到这两个阶段的生产能力平衡时的边界品位中求得。同时考虑3个阶段的总体最优边界品位,是这3个阶段中每两个阶段最优边界品位的中间值。后来,Lane对其边界品位优化理论作了改进,使之允许价格和成本变动。在新的数学模型中,价格和成本变化被转化为现值的变化。

最大现值法考虑了采矿、选矿和冶炼各个阶段的生产能力、阶段之间生产能力的平衡关系以及资金的时间价值，与盈亏平衡法相比，更具有合理性。但是，最大现值法是在品位分布不变的前提下使用的，现实矿山中品位分布不变的假设很难成立，这样得出的结果可能无法实现。如：一般地，Lane 方法得出的边界品位先高后低，如果品位的空间分布是先期能够开采到的矿体的品位低，后期开采矿体的品位高的话，则就无法实现。

### C 动态规划法

动态规划法是运筹学中的一个优化算法，适用于解决多阶段决策过程的最优化问题。边界品位的动态规划法，就是将开采过程划分几个阶段，以现值为优化目标，求得各阶段最佳的边界品位等参数。动态规划法一般与开采计划的编制相联系。

Roman 应用动态规划优化露天矿开采寿命期的矿石产量以使总现值达到最大。这是一个动态规划模型的直接应用。模型中的状态变量为矿石产量，阶段变量为生产年份。它同时也是一个粗略的模型，因为，只考虑了两个全局性矿床特征量，即矿床中的矿石量和矿石的平均品位，没有考虑剥离量、模块的开采顺序等因素，且假设品位在矿床中的分布是均匀的。

Elbrond 等人以及 Lizotte 和 Elbrond 发表了另一个动态规划模型。该模型克服了 Roman 模型中一些过于简单化的缺点，矿床被视为边界品位分布，而不是矿量和平均品位两个特征。此外，该模型还用了一个内部循环来确定最大开采和选矿能力约束下，动态规划中每个阶段（年）的每个状态（矿石产量）所对应的最佳边界品位。因此，该模型的优化结果同时给出了每年的生产能力和边界品位。

Dowd 运用该方法对边界品位和生产能力优化。他建立了动态规划品位优化模型，对开采矿段分几个阶段，对每个阶段进行品位分布分析，在优化过程中考虑价格的随机变化，最后将优化结果对价格进行灵敏度分析。

Noren 运用动态规划法建立长期的开采计划模型,在模型中他假设平均品位和生产能力是常数。N. M. Satybaldiev 和 A. M. Freidin 运用动态规划法,以最大现值为优化目标,确定矿山的边界品位,从而划分矿体形状和确定开采能力。

动态规划优化法可以兼顾矿体的开采顺序、品位的空间分布以及生产能力等因素,取得的结果较符合矿山实际。但是动态规划优化方法也存在诸多不足:由于需要将优化的对象和范围划分为动态规划优化的阶段和状态,需要更详细的矿山地质、生产方面的信息与资料;二是该方法到目前为止,没有一个统一的标准模型可供应用,根据每个人对问题的研究和理解,确定状态变量、状态的转移方程和指标函数。同时,一线的工程技术人员要有理解该方法的本质所需要的知识基础和矿山具有较高的生产管理水平相支持。

## 1.2.2 我国对品位指标的研究现状及方法

### 1.2.2.1 我国对品位指标的研究现状

由于我国长期以来实行计划经济,而且同西方采用不同的指标体系,在改革开放之前对品位问题研究得比较少。改革开放以后,随着改革开放的深入和市场机制的引入,企业更加关心自己的生存与发展及效益追求。对矿山企业来说,为了取得更好的经济效益,对其资源的利用率就越来越重视,相应地,有关矿石品位指标问题的研究也越来越活跃。我国在矿石品位指标研究可分为以下几个阶段。

20 世纪 70 年代末之前,我国实行的是高度的计划经济体制,矿石工业指标体系是采用双指标体系,即最低工业品位和边界品位,在确定指标上,主要采用类比法、尾矿倍数法和方案法。这段时期分析方法简单,很少考虑技术经济等因素。

20 世纪 70 年代末至 90 年代初,我国实行对外开放政策的初期,国家将工作重点转移到经济建设上来,企业经济效益日

益得到重视,在这种背景下,矿山企业过去那种一成不变的品位指标已经不能适应,从而对合理化品位指标的研究探讨活跃起来。这些研究探讨包括:

(1) 现行双品位指标体系的讨论。主要讨论设置的合理性,尽管当时不少学者和实际工作人员提出对双指标体系合理性的质疑,但由于改革开放初期,计划经济还占相对主导地位,双指标体系改革没有深入。

(2) 品位分布和矿床模型的研究。20 世纪 90 年代,使用地质统计学的理论和方法对矿石品位分布和矿床模型进行研究,探求其分布规律,实现矿床的储量计算。

(3) 西方进行品位优化方法的介绍。随着改革开放的深入,国际间的学术交流越来越频繁,所以有机会将西方研究的理论和方法介绍到国内。最早这方面的文章是 1985 年,徐熹在《数量经济技术经济研究》发表的《矿石级差品位指标体系与兰纳的边界品位理论》一文,较详细地介绍了 Lane 边界品位的最优化方法的思路,并结合我国的矿山实际,提出级差品位分布的适用情形。由于作者在矿业工程方面的深厚基础和经济决策的深入分析,使得该文在矿业研究界得到广泛的关注。

20 世纪 90 年代以来是我国品位优化指标研究最活跃的时期,一方面,由于改革开放的进一步深入,特别是我国市场经济体制的确立,企业为追求经济效益,从而激发对品位指标的研究的需求。另一方面,研究手段特别是计算机的普及和应用技术的进步,使得研究人员可以借助计算机对研究的模型进行复杂处理。所以这阶段,出现一些较为系统的理论和方法:

(1) 单指标分析方法的研究。也就是用边际分析法对矿山边界品位的研究。任毅在《市场经济下金属露天矿边界品位的优化与控制》一文中,对露天矿边界品位优化进行了研究。其模型给出了在恒定服务年限下的边界品位优化方法。他还研究了具有堆储条件下的边界品位问题,提出了次边界品位优化的概念。黄光球分别对露天和地下矿边界品位优化问题进行了

探讨。

(2) 边界品位的基础理论的研究。谢英亮在这方面做了很多有意的探讨,首先他使用严格的数学方法证明边界品位逐步递减,这个由西方学者用实践早已检验的现象。并给出了针对露天矿山的基于控制理论边际品位优化、基于实物期权理论边际品位优化、边际品位的准优化方法和边际品位国民经济分析的方法等方法和模型,从不同的理论和角度对边际品位进行了研究。

(3) 复杂模型求解方法的研究和计算机系统的开发。矿山边界品位的确定涉及因素很多,各种因素之间的关系非常复杂,所以,所建立的模型求解十分困难,使用传统的手工运算方式几乎难以实现。20 世纪 90 年代以来,随着计算机应用技术的发展,运用计算机手段来处理这类复杂的问题成为可能。很多科技工作者在这方面做了不少很有价值的研究和探索。如黄光球等人在研究露天矿边界品位中,由于考虑生产能力约束,矿物杂质要求等因素,建立一组复杂的线性规划模型,然后探索用人工神经网络技术研究其模型的求解问题,赵德孝、姜谔男等人在金山店铁矿入选品位动态优化模型的求解中也使用该方法。云庆夏等人应用遗传算法研究双指标体系下,边界品位和最低工业品位的确定问题。他们都结合所建立的数学模型开发了相应的计算机应用系统。

(4) 王青应用动态规划的方法将矿山设计阶段和矿山生产计划阶段的一些主要决策问题统一考虑,这些问题包括边界品位、露天矿开采境界、矿山寿命、进度计划、储量等。提出露天矿整体优化的理论和方法。建立的优化模型庞大,涉及因素很多,并兼顾了诸多生产技术、经济分析等方面因素。最具代表性的是北京科技大学矿产经济研究组开发的“确定合理入选品位的通用系统”。该系统的思路和步骤是:对于一个具体矿山而言,确定方法是建立起边界品位、工业品位、损失率、贫化率各自做不同变动(入选品位也随之变化)而排列组合的大量

方案,对这些方案分别计算各自对应的选矿比(或产率)、选矿回收率、精矿品位,最后测算各方案的总利润、净现值、精矿回收总量等优化决策目标值,然后对这些方案实施多目标优化技术,从中选取总目标最优的方案。该方案所对应的人选品位,即为合理的人选品位。该过程的实施步骤如下:

- 1) 建立以边界品位和工业品位为自变量求矿石储量和平均品位的数学模型;
- 2) 建立损失率、贫化率相关关系的数学模型;
- 3) 建立以入选品位为自变量求选比(或产率)和精矿品位的数学模型;
- 4) 编制综合技术经济模型进行经济分析;
- 5) 进行各方案多目标优化决策。

该系统虽然考虑了较多的技术经济因素,但其净现值最大化是建立在寿命期品位恒定基础上的,没有反映出边界品位逐年降低的特征。

### 1.2.2.2 我国对品位指标的确定方法

我国传统采用双品位指标的方法,即工业品位和边界品位的确定,确定方法大都没有深入细致的经济分析,一般采用经验,一旦确定很少进行改变,这里作以简单介绍。

#### A 工业品位的确定

确定工业品位方法如下:

(1) 类比法:此法是指某矿山与地质条件、经济条件等相类似的已生产矿山进行比较,确定该矿山的工业指标。这种方法有时把类似矿山的指标直接搬用,有时稍加修改应用。该方法较为简单,特别是在地质资料不足的情况下使用较为合理,但它的主观盲目性比较大,尤其是随着地质资料的完善,技术条件的变化,这种方法使用的不合理性就显现出来。

(2) 价格法:这种方法与类比法相比,有了一些经济分析,

其基本原则类似于国外的盈亏平衡法确定工业品位。

(3) 方案法：这种方法是在类比法和价格法初步选定指标的基础上，再选用若干相似的指标，进行必要的技术经济方面的计算，然后从以下几个方面进行比较，如资源利用率、金属损失的绝对量、矿石、金属的年产量和不同生产规模的投资等。最后根据几个方面的对比结果，确定一个综合考虑较好的方案。

### B 边界品位的确定

确定边界品位方法如下：

(1) 经验法：根据许多矿山经验，铁矿山的边界品位为尾矿品位的两倍左右。据此经验，再根据本矿选矿实验或生产中尾矿品位的高低加以确定。

(2) 统计法：这种方法是先统计出不同品位段的频率，再分别将与其确定的工业品位和平均品位相乘，取两者乘积最接近品位段的下限作为边界品位指标。

## 1.3 问题的定义

### 1.3.1 边界品位研究中存在的主要问题

综上所述，尽管在边界品位的优化研究领域，人们做出了很多非常有价值的成果，然而作为一个复杂的工程经济决策问题，还有如下一些问题有待于进一步的研究探讨：

(1) 没有与开采过程相联系。以往大多数边界品位的优化方法，一般都是在一定的范围内（如整个矿体）作为研究对象，没有考虑实际开采的先后顺序以及矿石品位在不同开采阶段的分布，常常是与开采顺序无关的纯经济分析，分析中涉及的参数在矿山开采之前很难准确地预估。虽然有时将边界品位与生产能力一起优化，但没有考虑边界品位受开采过程的影响，这样优化的结果难于找出实际最优解。学术界早已注意到边界品

位与开采过程的动态联系问题,由于其复杂性,至今是一个未解决的难题。

(2) 没有和品位的空间分布相联系。用最大现值法对边界品位优化结果,边界品位值呈下降趋势。这一结论是由于其内在的假设整个矿床可以由一个品位分布来描述,而且这一分布在矿床中是处处相同的。实际上,现实中的几乎所有矿床都不满足这一假设条件,矿床中一般都有高品位区和低品位区。当低品位区位于开采顺序的初期时,开始一个时期采高的边界品位显然是不合理的,甚至是无法实现的。这时上述结论就不再使用。因此,要彻底解决边界品位问题,不仅要求边界品位在时间上是动态的,还需要考虑边界品位与产量计划的动态联系,而且必须在空间上也是动态的,即与品位的空间分布、实际的开采顺序相联系。否则,所确定的边界品位在一些情况下是不合理的,即使能够实现,也达不到使总净现值最大的目标。

(3) 没有与采矿方法直接联系。因为使用不同的采矿方法,所产生的主要的技术经济参数差别很大,一个相关经济技术参数的 10% 的变化,可能导致最终优化结果以更高比例变化。

### 1.3.2 地下开采边界品位优化问题的提出与定义

从上面的叙述可以看出,地下开采边界品位的优化是一个复杂的工程经济管理和决策问题,涉及到各种自然、技术和经济因素。试图研究出一个能够同时考虑诸多要素及其相互作用的优化理论,并在此基础上构造一个完整的数学模型,几乎是不可能的。然而,通过分析和归纳目前研究中存在的主要问题,不难看出主要矛盾在于:边界品位优化涉及到品位空间分布、采矿方法、矿山开采能力、开采顺序以及技术经济参数等诸多因素,它们之间并存在着一种如图 1-1 所示的环式相互作用关系。如果能够科学地考虑上述各种因素,就可以较好地解决地下开采边界品位优化问题。

现在,对地下开采边界品位优化问题的具体定义如下:



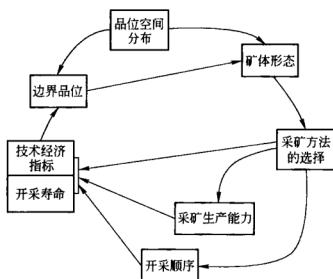


图 1-1 地下开采各要素相互作用关系

以总净现值最大为目标，结合地下开采矿山实际，建立一个新的边界品位优化模型。该模型能够考虑使用的采矿方法、矿体的开采顺序、矿石品位在不同区段（优化单元）的实际分布以及矿山年生产能力，用来指导矿山中、长期的经济决策和短期的实际生产。

以上针对地下开采的特点，应用动态规划优化的原理和方法，结合矿山的实际开采顺序、采矿方法，考虑矿石品位在不同区段（优化单元）的实际分布及矿山生产能力，建立动态规划优化模型，结合实例给出具体的算法步骤。为了与新建立的动态规划优化模型相比较，基于 Lane 法的思路，结合地下开采与露天开采的不同工艺特点，推导采矿、选矿两阶段和采矿、选矿、冶炼三阶段的边界品位优化数学模型；并开发了两种优化方法较通用的计算机应用系统。

以地下矿为研究对象，原因如下：

第一，随着现代工业的超速发展，对矿产品的需求日益增长，开采深度逐渐加深，技术难度日益增大。部分露天开采也可能陆续转化为地下开采。因此，在未来的年代里，地下开采

比重将逐渐增大，地下矿山在整个矿山中的地位将越来越重要。

第二，以生产计划阶段的品位优化为立足点。矿山开发是一个由地质勘探、可行性研究、投资建设、生产销售等多个环节组成的系统工程，在不同的环节上，边界品位研究有其不同的特征。但是生产计划阶段是边界品位技术特征最为突出、最为综合的环节。因此，立足于生产计划阶段的品位研究，既可以直接为矿山生产经营决策提供依据，同时以此为基础倒推分析，也可解决可行性研究、勘探阶段品位分析的思路。

采用单品位指标体系即边界品位指标法作为矿石的判定方式。

## 地下开采边界品位优化的 动态规划法

动态规划是求解多阶段决策问题的有效方法。多阶段决策是指在每个阶段均需做出决策，且一个阶段的决策影响其他阶段的决策。动态规划研究的问题大都是与时间有关的，它将问题的整体按时间或空间特征分成若干个前后衔接的时空阶段，把多阶段决策问题表示为前后有关联的一系列单阶段决策问题，然后逐一加以解决，从而求出整个问题的最优决策序列。

地下开采是将矿石从一个水平到另一个水平，从一个矿房到另一个矿房开采出来的过程。在开采的每一个时段（一个矿房或一个分段）都需要对边界品位进行决策，而这一决策不是孤立的，一个时段的决策影响到以后的决策。可以看出，边界品位优化恰好是一个多阶段决策问题，可以利用动态规划方法对边界品位进行优化。

## 2.1 动态规划问题的基本概念及建模思路

动态规划是一种相对独立的优化方法，有它自己的基本概念和解决问题的一般思路，下面分别对其进行叙述。

### 2.1.1 阶段

把所给问题的过程，恰当地分成若干个相互联系阶段(stage)，以便求解，过程不同，阶段数就可能不同。描述阶段的变量称为阶段变量。在划分阶段时，要分析题意，识别问题的多样性，按时间或空间的先后顺序适当地划分为满足递推关系的若干阶段，对非时序的静态问题要人为地赋予“时段”概念。

### 2.1.2 状态

状态(state)是描述研究问题过程的状况，它是动态规划问题各阶段信息的传递点和结合点。在动态规划中，状态必须具有如下性质：当某阶段状态给定后，在这阶段以后过程的发展不受以前各状态的影响，这个性质称作无后效性。正确选择状态变量是构造动态规划模型的最关键一步，状态变量首先应描述研究过程的演变特征，其次应包含到达这个状态前的足够信息，并具有无后效性。状态变量还应具有可知性，即规定的状态变量之值可通过直接或间接的方法测知。状态变量可以是离散的，也可以是连续的。

建立数学模型时，一般从决策有关的条件中，或者从问题的约束条件中去寻找状态变量，通常选择随递归过程累计的量或按某种规律变化的量作为状态变量。

### 2.1.3 决策

一个阶段的状态给定以后，从该阶段演变到下一阶段某个

状态的一种选择,称为决策(decision)。当然,并不是一个阶段的某个状态都能演变到下阶段的每个状态,只有满足一定决策条件的决策才是有效决策。所有这些有效决策称为允许决策集合。决策变量是对决策过程控制的手段,复杂的问题中决策变量可以是多维的向量,它的取值可能离散,也可能连续。每阶段允许的决策集合相当于线性规划问题中的约束条件。

### 2.1.4 策略和子策略

当各阶段决策确定以后,整个问题的决策序列就构成一个策略(policy)。从某阶段开始到过程最终的决策序列称为子策略(sub-policy)或过程策略。

### 2.1.5 状态转移方程

在动态规划中,本阶段的状态往往是上阶段决策的结果。两个状态之间的关系可以用一个公式表示,这个公式称为状态转移方程(state transfer equation)。

### 2.1.6 指标函数

用于衡量所选定策略优劣的数量指标称作指标函数(target function)。不同的问题中,指标函数的意义是不同的,它可能是距离、利润、成本、产品的产量或资源消耗等。指标函数应满足3个性质:一是定义在全过程和所有子过程上的数量函数;二是具有可分离性,并满足递推关系;三是指标函数对于状态变量要严格单调。

## 2.2 动态规划优化法确定最佳边界品位

### 2.2.1 最优边界品位的确定思路

地下开采是将矿石从一个水平到另一个水平,从一个矿房

到另一个矿房开采出来的过程。将开采范围内根据矿体的特征,按照矿体的开采顺序将优化范围划分为一系列优化单元,在此基础上,将开采过程分成前后过渡的开采阶段。每个开采阶段都需对边界品位以净现值最大为目标进行决策,而这一决策不是孤立的,它影响到以后各阶段的决策,所以在优化中必须考虑各个开采阶段的动态特征。

为了叙述方便,假设一个微型矿床  $\Omega$  有两个水平,每个水平划分为两个优化单元,这个微型矿床一共划分为 4 个区段,即优化单元,每个优化单元有自己的品位分布,每个边界品位对应一个矿量值形成品位—矿量曲线,开采顺序按照优化单元的序号,如图 2-1 所示。在此基础上,将开采过程分成前后过渡的开采阶段,每个开采阶段包括若干个状态,一个阶段的一个状态由从开始到该阶段开采完毕的累积开采矿量作为状态变量,一个阶段的一个状态对应的开采矿量是从过渡到该状态的前一阶段某状态的累积矿量和本状态的累积矿量求得。以横坐标为开采阶段,纵坐标表示每个阶段可能的状态,如图 2-2 所示的地下开采边界品位动态优化网络图。图 2-2 中圆圈代表状态  $S(i, j)$ , 圆的大小表示该状态矿量的多少,每一条箭线(弧)表示一个过渡。每个状态包含一些参数,如矿量  $Q(i, j)$ 、边界品位  $g(i, j)$  和净现值  $NPV(i, j)$  等。因为,一个阶段的一个状态对应的开采矿量是从过渡到该状态的前一阶段某状态的累积矿量和本状态的累积矿量求得,所以这个阶段状态矿量要大于前一

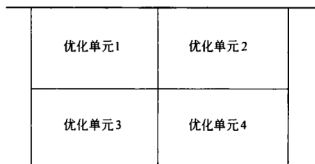


图 2-1 矿床  $\Omega$  优化单元划分示意图

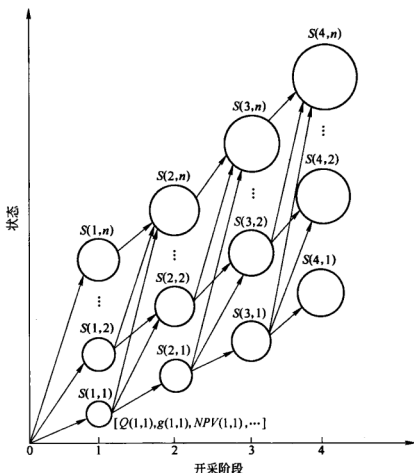


图 2-2 地下开采边界品位动态优化网络

阶段某状态矿量，否则，该阶段在优化单元  $i$  的开采矿量为零，意味着矿山停产一个阶段，任何决策者都不太可能考虑一个非连续作业的开采方案。因此一个阶段的状态不一定能够从上一阶段每个状态过渡，只能从那些状态矿量小于该状态矿量的前一阶段的状态中过渡。

图 2-2 的每个方案从 0 开始，可以选择第一阶段对应的每个状态，第一阶段各状态的矿量是从优化单元 1 开采的，所以开采每个状态的矿量值，可以通过优化单元 1 的边界品位—矿量曲线，得到开采该矿量对应的边界品位值，根据开采过程中发

生的投资与使用的采矿方法所发生的生产成本计算出开采矿量所得的赢利,再根据矿山的年生产能力计算出开采时间,并将赢利折现到开采初期时的净现值。这样第一阶段完成后,就得到该阶段各状态的矿量、边界品位和净现值。

第二阶段各状态是由第一阶段的某些状态过渡而来。以状态  $S(2,2)$  为例,假设第一阶段中有  $k$  个状态可以过渡到状态  $S(2,2)$ ,每个过渡都有一个本阶段开采的矿量,这个矿量是在优化单元 2 开采的,从第二个优化单元的品位—矿量曲线可以得到这一矿量对应的边界品位值,同样的方法得到开采矿量获得的利润,以及该利润折现到开采初期时的净现值。状态  $S(2,2)$  的净现值就等于过渡到该状态的前一阶段状态(箭线尾指向的状态)的净现值加上开采矿量获得利润通过折现后的净现值。从前阶段  $k$  个状态过渡到状态  $S(2,2)$  有  $k$  个不同的净现值,状态  $S(2,2)$  的净现值就是这  $k$  个不同的净现值中的最大者,而状态  $S(2,2)$  的边界品位就是获得最大净现值时对应的边界品位。用同样的方法一直计算到第四阶段(优化单元 4)每个状态的净现值和边界品位。

这个动态规划网络图尾端是开式网络图,也就是尾端状态数不是一个。从最后阶段的各状态中找出净现值最大的状态,按过渡的顺序反推回去,就得到每个阶段的最优过渡(也称最优决策),这些最优决策组成该边界品位优化问题的最优解。

### 2.2.2 变量定义

动态规划的边界品位优化涉及到的变量比较多,为了叙述方便,定义以下变量符号:

$i$ : 第  $i$  个开采优化单元,也就是动态规划的阶段。

$S(i, j)$ : 第  $i$  个优化单元的第  $j$  个状态。

$g(i, j)$ : 状态  $S(i, j)$  的边界品位值。

$Q(i, j)$ : 到达状态  $S(i, j)$  时的累积开采矿量。



$NPV(i, j)$ : 到达状态  $S(i, j)$  时的累积现值。

$T(i, j)$ : 到达状态  $S(i, j)$  时的累积开采时间。

$D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$ : 从状态  $S(i-1, k)$  到状态  $S(i, j)$  的一个有效决策。

$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}$ : 取有效决策  $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$  时, 优化单元  $i$  从状态  $S(i-1, k)$  过渡到状态  $S(i, j)$  所开采的矿石量。

$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}$ : 开采  $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}$  矿石量时, 在优化单元  $i$  边界品位—矿量曲线上对应的边界品位值。

$P_{(i-1,k)}^{(i,j)}$ : 开采  $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}$  矿石量时的赢利。

$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}$ : 采用决策  $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$  时的状态  $S(i, j)$  的累积现值。

$g_l, g_h$ : 分别是选取品位段的最小值和最大值。

$\Delta g$ : 品位之间的步长。

$Opt(1 \rightarrow n)$ : 从优化单元 1 到优化单元  $n$  的最优策略。

### 2.2.3 动态规划边界品位优化模型

根据 2.2.1 节讨论的最优边界品位确定思路和 2.2.2 节的变量定义, 研究动态规划边界品位优化模型的建立。

#### 2.2.3.1 第一阶段各状态的边界品位、利润和现值计算模型

第一阶段各状态的矿量是在优化单元 1 开采的, 假设有  $n$  个状态, 即:  $S(1, 1)$ 、 $S(1, 2)$ 、 $\dots$ 、 $S(1, n)$ , 对应的矿量是  $Q(1, 1)$ 、 $Q(1, 2)$ 、 $\dots$ 、 $Q(1, n)$ 。

A 计算各状态的边界品位  $g(1, j)$

在优化单元 1 的品位—矿量曲线上得到矿量  $Q(1, j)$  对应的边界品位  $g(1, j)$ 。

B 计算开采矿量  $Q(1, j)$  所需要的时间  $T(1, j)$

$$T(1, j) = Q(1, j) / M$$

式中  $M$ ——年开采能力,  $t/a$ 。

C 计算开采矿量  $Q(1, j)$  的利润  $P(1, j)$

$$P(1, j) = JQ_j - (c + m)Q(1, j) - fT(1, j)$$

式中  $J$ ——精矿单位价格, 美元/t;

$Q_j$ ——精矿量, t;

$c$ ——单位选矿成本, 美元/t;

$m$ ——单位采矿成本, 美元/t;

$f$ ——生产周期内每年发生的不变成本, 美元/a。

D 计算各状态的净现值  $NPV(1, j)$

$$NPV(1, j) = P(1, j) / (1 + d)^{T(1, j)}$$

式中  $d$ ——折现率。

这样就得到第一阶段各状态的边界品位、利润和现值。

### 2.2.3.2 第二阶段状态的边界品位、利润和现值计算模型

第二阶段的各状态是由第一阶段的某些状态过渡而来, 这里以某个状态为例来研究其边界品位、利润和现值计算模型。

假设第二阶段的某状态  $S(2, j)$ , 第一阶段中有  $k$  个状态过渡到该状态。

状态过渡方程:  $Q(2, j) = Q(1, k) + Q_{(1, k)}^{(2, j)}$

由第一阶段的  $k$  个状态  $S(1, k_1)$ 、 $S(1, k_2)$ 、 $\dots$ 、 $S(1, k)$  过渡过来, 所以有  $k$  个不同的开采矿量值  $Q_{(1, k)}^{(2, j)}$ , 矿量  $Q_{(1, k)}^{(2, j)}$  是在优化单元 2 开采的。

A 计算状态  $S(2, j)$  在不同过渡时的边界品位  $g_{(1, k)}^{(2, j)}$

在优化单元 2 的品位—矿量曲线上得到开采矿量  $Q_{(1, k)}^{(2, j)}$  对应的边界品位  $g_{(1, k)}^{(2, j)}$ 。

B 计算开采矿量  $Q_{(1,k)}^{(2,j)}$  所需要的时间  $\Delta t$

$$\Delta t = Q_{(1,k)}^{(2,j)} / M$$

C 计算开采矿量  $Q_{(1,k)}^{(2,j)}$  的利润  $P_{(1,k)}^{(2,j)}$

$$P_{(1,k)}^{(2,j)} = JQ_j - (c + m)Q_{(1,k)}^{(2,j)} - f\Delta t$$

D 计算状态  $S(2, j)$  在不同过渡时的净现值  $NPV_{(1,k)}^{(2,j)}$

$$NPV_{(1,k)}^{(2,j)} = NPV(1, k) + P_{(1,k)}^{(2,j)} / (1 + d)^{T(1,k) + \Delta t}$$

式中  $T(1, k)$ ——开采到状态  $S(1, k)$  时的时间。

E 计算状态  $S(2, j)$  的现值  $NPV(2, j)$  及边界品位  $g(2, j)$

由第一阶段  $k$  个状态过渡到状态  $S(2, j)$  有  $k$  个不同的净现值  $NPV_{(1,k)}^{(2,j)}$ ，状态  $S(2, j)$  的净现值  $NPV(2, j)$  取这  $k$  个不同净现值中的最大者，状态  $S(2, j)$  的边界品位  $g(2, j)$  就是获得最大净现值时对应的边界品位：

$$NPV(2, j) = \text{Max}_{D_{(1,k)}^{(2,j)} \in D} \{ NPV_{(1,k)}^{(2,j)} \}$$

用同样的方法一直计算到最后阶段（最后一个优化单元）每个状态的净现值和边界品位。

### 2.2.3.3 最优解的确定

从最后阶段的各状态中找出净现值最大的状态，按过渡的顺序反推回去，就得到每个阶段的最优过渡（也称最优决策），这些最优决策组成边界品位优化问题的最优解。

$$\begin{aligned} Opt(1 \rightarrow n) = & \{ S(1, j_1) [Q(1, j_1), g(1, j_1), NPV(1, j_1)], \\ & S(2, j_2) [Q(2, j_2), g(2, j_2), NPV(2, j_2)], \dots, \\ & S(n, j_n) [Q(n, j_n), g(n, j_n), NPV(n, j_n)] \} \end{aligned}$$

### 2.2.3.4 优化模型的讨论

该优化模型是以净现值最大为优化目标，对边界品位进行优化。同时，从优化过程可以知道，如果矿山的年生产能力是未知的，而每个优化单元的开采时间是已知的（假设是一年），这样在每个优化单元获得最大现值时状态的开采矿量，就是矿山的年最佳生产能力。有趣的是，在这种条件下，该边界品位的优化模型同时也是矿山年生产能力的优化模型。

### 2.2.4 实际问题的处理

在优化过程中可能遇到优化单元如何确定、各阶段状态如何确定、品位段如何合理选择以及各过渡状态净现值的计算方法等问题，现将这些问题进行讨论。

#### 2.2.4.1 优化单元的确定

把研究的矿体范围（即研究对象）根据开采顺序和选择的采矿方法，将一个或多个矿房组合，作为一个优化单元。这样把整个优化范围划分为若干个优化单元，在此基础上，将开采过程分成前后过渡的开采阶段，每个阶段包括可能的状态。

关于优化单元大小的确定问题，从理论上来说，最好每个矿房算作一个优化单元，确定其最佳边界品位，可以获得最大经济效益。但是，这样在实际矿山管理上不太可行，因为通常一个矿房的需要开采时间比较短，矿山不可能频繁改变边界品位；同样如果把整个矿床算作一个优化单元，这样在矿床生产期限内，边界品位值一直不变，不可能起到优化效果。建议优化单元确定按年生产能力大小，矿山每年对边界品位值进行优化调整不仅在技术上可行，而且在管理上也合理。所以，比较合理可行的优化单元是矿山可以在一年开采的矿床块段。

优化单元确定以后，可能会遇到当一个优化单元对应的矿床空间范围样品少，无法有其自己的分布的情况。这种情况下，一

是确定每个优化单元的范围,尽量大一点。二是分较大的区域研究其品位分布,每个较大的区域的品位分布有较明显的不同,在同一较大区域内的较小优化单元的品位分布,取同一分布。

#### 2.2.4.2 各阶段状态的确定方法和确定开采矿量为状态变量的原因

每个阶段包括可能的状态,当优化单元确定后,每个优化单元有自己的品位分布,一个边界品位对应一个矿量值形成品位—矿量分布曲线。在分布曲线上选择其中一个品位段 $[g_l, g_h]$ ,在选择品位段内,每个品位值 $g(i, j)$ 对应一个矿量值。而每个状态 $S(i, j)$ 对应的矿量 $Q(i, j)$ ,是根据优化单元 $i$ 及以前的优化单元( $i=1$ 时不用累加,直接取优化单元1的品位段对应的最低和最高矿量)的品位段 $[g_l, g_h]$ 对应的最高和最低矿量分别累加,两个值之间按照一定的矿量增量 $\Delta Q$ ,从优化单元累加的最低矿量以相同的矿量增量 $\Delta Q$ ,一直到累加到最高矿量,每个间隔的矿量值就是各状态对应的矿量 $Q(i, j)$ 。关于矿量增量 $\Delta Q$ 大小的确定,建议取一个优化单元(如第一个优化单元)的品位步长 $\Delta g$ 的 $1/2$ 对应的平均矿量,就能满足优化精度的要求。例如有4个优化单元,每个优化单元有其各自的品位分布,取品位段 $0.6\% \sim 1.0\%$ ,每个优化单元边界品位段对应的矿量值见表2-1。优化单元1品位段间隔 $\Delta g$ 的 $1/2$ 对应的平均矿量 $\Delta Q$ 为品位 $0.6\%$ 对应的矿量160万t减去 $1\%$ 对应的矿量80万t除以8得到的值,其值为10。

表2-1 优化单元1~4在品位段上对应的矿量 (万t)

品位段	优化单元1	优化单元2	优化单元3	优化单元4
0.6%	160	208	189	159
0.7%	130	170	160	120
0.8%	100	150	150	100
0.9%	90	80	110	80
1%	80	90	82	65

$$\Delta Q = (160 - 80) / 8 = 10 (\text{万 t})$$

第一阶段是开采优化单元 1 的矿量，其各状态矿量的确定如下：

$$Q(1,1) = 80 (\text{万 t})$$

$$Q(1,2) = Q(1,1) + \Delta Q = 90 (\text{万 t})$$

$$Q(1,3) = Q(1,2) + \Delta Q = 100 (\text{万 t})$$

依次类推

$$Q(1,9) = Q(1,8) + \Delta Q = 160 (\text{万 t})$$

第二阶段是开采完前两个优化单元的累积矿量，其各状态矿量的确定如下：

前两个优化单元品位段最高品位 1% 对应的矿量分别是 80 万 t 和 90 万 t，最低品位 0.6% 对应的矿量分别为 160 万 t 和 208 万 t，第二阶段各状态的矿量为，前两个优化单元最高品位对应矿量的累计值 170 万 t，按照矿量增量  $\Delta Q$ ，直到累加到前两个优化单元最低品位对应矿量累计值 368 万 t。其间各值为第二阶段各状态的矿量值。

$$Q(2,1) = 80 + 90 = 170 (\text{万 t})$$

$$Q(2,2) = Q(2,1) + \Delta Q = 170 + 10 = 180 (\text{万 t})$$

依次类推，累加到最后状态的矿量值，可能不正好等于前两个优化单元最低品位对应矿量累计值，像表 2-1 累加到最后一个状态的矿量为 370 万 t，但是取值为前两个优化单元最低品位对应矿量累计值 368 万 t。

按照这样的计算方法，一直计算到第四阶段（最后一个优化单元）各状态的矿量，见表 2-2。从表可以得知，第一阶段到第四阶段的状态数分别为 9、21、32 和 41。

表 2-2 阶段 1~4 对应各状态的矿量 (万 t)

$i = 1 \sim 4$	$Q(1, j)$	$Q(2, j)$	$Q(3, j)$	$Q(4, j)$
$S(i, 1)$	80	170	252	317
$S(i, 2)$	90	180	262	327
$S(i, 3)$	100	190	272	337
$S(i, 4)$	110	200	282	347
$S(i, 5)$	120	210	292	357
$S(i, 6)$	130	220	302	367
$S(i, 7)$	140	230	312	377
$S(i, 8)$	150	240	322	387
$S(i, 9)$	160	250	332	397
$S(i, 10)$		260	342	407
$S(i, 11)$		270	352	417
$S(i, 12)$		280	362	427
$S(i, 13)$		290	372	437
$S(i, 14)$		300	382	447
$S(i, 15)$		310	392	457
$S(i, 16)$		320	402	467
$S(i, 17)$		330	412	477
$S(i, 18)$		340	422	487
$S(i, 19)$		350	432	497
$S(i, 20)$		360	442	507
$S(i, 21)$		368	452	517
$S(i, 22)$			462	527
$S(i, 23)$			472	537
$S(i, 24)$			482	547
$S(i, 25)$			492	557
$S(i, 26)$			502	567
$S(i, 27)$			512	577
$S(i, 28)$			522	587

续表 2-2

$i=1 \sim 4$	$Q(1, j)$	$Q(2, j)$	$Q(3, j)$	$Q(4, j)$
$S(i, 29)$			532	597
$S(i, 30)$			542	607
$S(i, 31)$			552	617
$S(i, 32)$			557	627
$S(i, 33)$				637
$S(i, 34)$				647
$S(i, 35)$				657
$S(i, 36)$				667
$S(i, 37)$				677
$S(i, 38)$				687
$S(i, 39)$				697
$S(i, 40)$				707
$S(i, 41)$				716

确定开采矿量  $Q(i, j)$  作为状态变量。

为什么确定开采矿量  $Q(i, j)$  作为状态变量，而不直接选品位值  $g(i, j)$  作为状态变量呢？首先  $Q(i, j)$  具有可知性：当优化单元确定以后，根据边界品位—矿量曲线，能确定任意边界品位下的矿量值；其次  $Q(i, j)$  随递推过程可以累加，随着优化单元的开采，采出矿量在逐渐增多；第三边界品位隐含在  $Q(i, j)$  中，确定了开采矿量  $Q(i, j)$ ，就可得到在该阶段的开采矿量，根据对应的优化单元品位—矿量曲线，就能得到相对应的边界品位  $g(i, j)$  值。相反地，边界品位不具可累加性，相邻阶段的状态之间建立不了过渡方程，不能直接作为状态变量。

### 2.2.4.3 品位段 $[g_l, g_h]$ 的确定

对于边界品位范围段  $[g_l, g_h]$  和步长  $\Delta g$  的取值，可根据矿



山种类、品位的统计分布、选矿入选品位及当时的技术经济条件等，预确定一个较为合理的取值范围和步长。例如对于我国大部分铁矿床，地质平均品位一般在 30% 左右，边界品位取 15% ~ 30%、步长取 1%，就可以不遗漏最佳边界品位并具有足够的精度；再如本书应用的案例赞比亚谦比西铜矿，地质平均品位在 1.7% 左右，边界品位取 0.6% ~ 1.7%、步长取 0.1%，就可以不遗漏最佳边界品位并具有足够的精度。有时，最佳边界品位可能不在预设的范围内，这种情形很容易从优化结果的分析中发现。例如，当优化结果中最佳边界品位达到预设范围的上限，说明最优值有可能在预设范围的上限之外，应将上限值提高。同理，当优化结果中最佳边界品位达到预设范围的下限，说明最优值有可能在预设范围的下限之外，应将下限值降低。然后重新进行优化计算，并对优化结果再进行分析。

#### 2.2.4.4 状态 $S(i, j)$ 的现值 $NPV(i, j)$ 的计算方法

从阶段  $i-1$  的所有状态  $S(i-1, k)$  到状态  $S(i, j)$  可能存在几个可能的过渡（有效决策），这些有效决策组成一个有效决策集  $D$ ，不同的决策能够得到不同的  $NPV_{(i-1, k)}^{(i, j)}$ ，到达状态  $S(i, j)$  时的现值就是有效决策集中所有  $NPV_{(i-1, k)}^{(i, j)}$  中的最大值。

$$NPV(i, j) = \max_{D_{(i-1, k)}^{(i, j)} \in D} \{ NPV_{(i-1, k)}^{(i, j)} \}$$

例如，图 2-3 所示的决策过程，具体介绍各状态现值的计算过程：

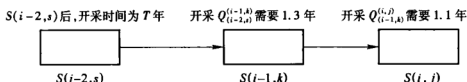


图 2-3 决策过程的现值计算

状态  $S(i-2, s)$  后开采时间为  $T$  年 (假设  $T$  为整数), 从状态  $S(i-2, s)$  过渡到  $S(i-1, k)$ , 决策为  $D_{(i-2, s)}^{(i-1, k)}$ , 开采矿量  $Q_{(i-2, s)}^{(i-1, k)}$  需要 1.3 年的时间, 由于不同的开采年份里得到的利润, 折现到开采初的现值不同, 所以这 1.3 年开采时间里, 先计算开采 1 年的利润  $P_1$ , 然后再计算开采剩余 0.3 年的利润  $P_{0.3}$ , 这样决策为  $D_{(i-2, s)}^{(i-1, k)}$  时现值为:

$$NPV_{(i-2, s)}^{(i-1, k)} = NPV(i-2, s) + P_1/(1+d)^{T+1} + P_{0.3}/(1+d)^{T+2}$$

从阶段  $i-2$  各状态过渡到状态  $S(i-1, k)$  所有有效决策中, 每个有效决策都对应一个现值,  $NPV(i-1, k)$  就是其中的最大者, 边界品位是现值最大者对应的品位。

状态  $S(i-1, k)$  过渡到状态  $S(i, j)$  的情况, 决策为  $D_{(i-1, k)}^{(i, j)}$ , 开采矿量  $Q_{(i-1, k)}^{(i, j)}$  需要 1.1 年的时间, 由于状态  $S(i-1, k)$  的  $T+2$  年只生产了 0.3 年, 所以先计算剩余的 0.7 年开采矿量的赢利  $P_{0.7}$ , 再计算剩余 0.4 年开采矿量的赢利  $P_{0.4}$ 。则:

$$NPV_{(i-1, k)}^{(i, j)} = NPV(i-1, k) + P_{0.7}/(1+d)^{T+2} + P_{0.4}/(1+d)^{T+3}$$

## 2.2.5 边界品位动态规划法的算法步骤和流程

根据建立数学模型的讨论, 给出如下的算法步骤和算法的流程。

### 2.2.5.1 算法步骤

首先把优化对象划分为适当数量的优化单元, 确定每个优化单元的品位分布和开采顺序, 从而确定了开采阶段数量。再根据矿山种类、品位的统计分布、选矿入选品位及当时的技术经济条件等, 预确定一个较为合理的品位段和步长。根据矿量增量  $\Delta Q$  的大小确定每个阶段的状态数及各状态的矿量, 然后按照下面的步骤逐步进行优化计算。

第一步: 阶段数为  $n$ , 每个阶段的状态数为  $m_i$ ;

第二步：先从第一阶段开始计算；

第三步：根据  $Q(1, j)$  在优化单元 1 的品位—矿量曲线上求得  $g(1, j)$ ,  $j=1, 2, \dots, m$ ;

第四步：计算  $T(1, j) = Q(1, j)/M$ ,  $NPV(1, j) = P(1, j)/(1+d)^{T(1, j)}$ ,  $j=1, 2, \dots, m$ ;

第五步： $i=2$ (从阶段 2 开始)；

第六步： $j=1$ (从状态  $S(2,1)$  开始)；

第七步： $k=1$ (从阶段  $i-1$  的状态  $S(i-1, k)$  开始与状态  $S(i, j)$  矿量比较)

第八步：计算  $Q_{(i-1, k)}^{(i, j)} = Q(i, j) - Q(i-1, k)$ ，在优化单元  $i$  的品位—矿量曲线求得  $Q_{(i-1, k)}^{(i, j)}$  对应的  $g_{(i-1, k)}^{(i, j)}$ ；

第九步：如果  $g_{(i-1, k)}^{(i, j)} \notin [g_l, g_h]$ ，到第十一步；

第十步：求  $\Delta t = Q_{(i-1, k)}^{(i, j)}/M$ ,  $NPV_{(i-1, k)}^{(i, j)} = NPV(i-1, k) + P_{(i-1, k)}^{(i, j)}/(1+d)^{T(i-1, k) + \Delta t}$ ；

第十一步： $k=k+1$ ；

第十二步：如果  $k \leq m_i$ ，到第八步；

第十三步： $NPV(i, j) = \text{Max}\{NPV_{(i-1, k)}^{(i, j)}\}$ ；

第十四步： $j=j+1$ ；

第十五步：如果  $j \leq m_i$ ，到第七步；

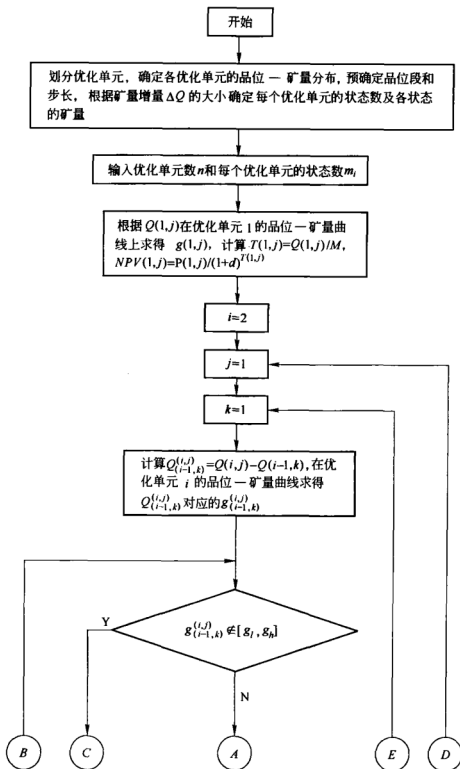
第十六步： $i=i+1$ ；

第十七步： $i \leq n$ ，到第六步；

第十八步：求  $\text{Max}\{NPV(i, j)\}$ ，得到动态规划的最大现值。反推回去，找到每个阶段的最优过渡（也叫最优决策）和各最优决策相对应的采矿量和品位值。这些最优决策就组成该优化问题的最优解。

### 2.2.5.2 流程框图

根据上面讨论的算法步骤，画出计算机程序设计的流程框图，见图 2-4。



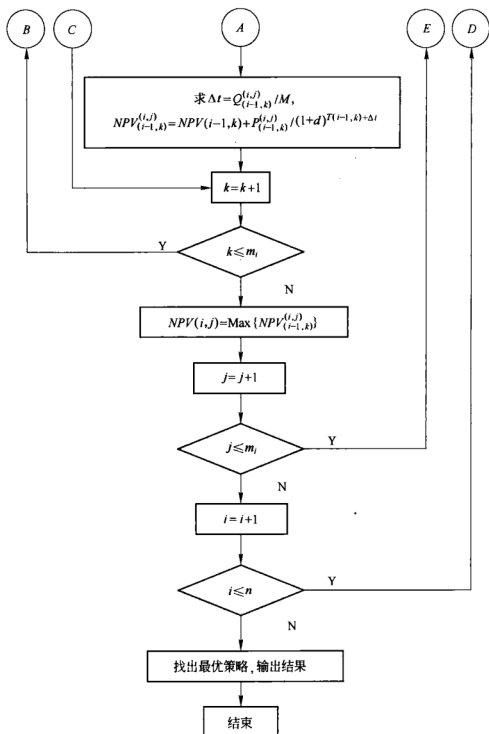


图 2-4 边界品位优化动态规划算法流程

## 2.3 品位优化的成本分析

在本章和第3章的边界品位优化数学模型中,涉及一些经济指标,如,采矿成本、选矿成本、产品价格和不变成本等,本节将对这些经济指标的构成及计算方法进行叙述。

成本根据不同的分类原理,主要有以下三种分类方式:

一是按费用的性质来分,构成成本要素包括原材料与主要材料、辅助材料,外购燃料和动力,职工工资和福利,折旧费和维修费,大修基金,利息支出等。

二是按用途来分,成本项目包括原材料与辅助材料,燃料与动力,工资与福利,车间经费,企业管理费,销售费用。

三是按与产量关系来分,可变成本和不变成本,凡随着产量增减而增减的成本称为可变成本,例如记件工资,按产量定额消耗的材料等;成本的发生额大小与产量多少无关的成为不变成本,如办公费、折旧费等。

不同的企业,可能对成本的具体划分就本质而言,具有共性,但在细节上可能有所不同,本节主要结合所研究的企业——赞比亚谦比西铜矿,在考察其实际操作情况下按可变成本和不变成本进行分析讨论。

### 2.3.1 可变成本的构成

可变成本是随着产量增减而增减的成本,主要讨论采矿和选矿成本。采矿成本是指完成矿床开拓以后,经过采准、切割、回采、爆破发生的费用,以及辅助作业包括井下通风压风、排水排泥、提升、地表运输、井下破碎等分摊的费用。选矿成本是原矿石进选厂后到精矿出仓前的处理费用。可变成本也就是为生产产品而发生的原材料、备品备件、燃料、动力、人工费用、折旧、修理费和组织、管理生产发生的其他直接相关费用构成产品的制造成本,而管理费用、财务费用和销售费用不进入产品的制造成本。

本，直接作为当期费用处理。具体来说，可变成本包括以下内容：

(1) 原材料及辅助材料、备品备件。包括企业生产经营过程中实际消耗的原材料、辅助材料、设备配件、外购半成品、燃料动力、包装物、低值易耗品以及其他材料。

(2) 燃料动力：指用于生产范围内的一切外购燃料（包括固体、液体、气体燃料）及动力费用（如水、电等）。

(3) 人工费用。包括企业直接从事产品生产和组织、管理生产人员的工资、奖金、津贴和补贴及其他各项人工费用支出。

(4) 折旧及日常修理费：指固定资产在使用过程中逐渐转移到产品中的价值及日常修理费用。

(5) 大修理费用：指按规定预提或实际发生的大修理费。大修理费采取按月预提计入产品生产成本，在实际发生时，按实际发生数计入产品成本，并冲销预提数。

(6) 各个生产部门为组织、管理生产所发生的设备租赁费、办公费、差旅费、通讯费、运输费、试验检验费、劳动保护费，以及其他不属于上列各项要素内的其他生产支出。

可变成本是上述六项费用分摊到每吨矿石上的数值之和。

### 2.3.2 不变成本的构成

不变成本是发生额大小与产量多少无关的费用，包括管理费用、财务费用和销售费用，在谦比西铜矿不变成本占总成本的30%左右。

矿山在没有生产之前的基建投资，一部分作为固定资产投资；一部分作为待摊费用，以后逐年摊入管理费用，这部分费用在出矿后直接放在生产管理费中。

## 2.4 无后效应

动态规划模型的计算效率很高，但必须假设投资和生产成本只是矿量的函数，且要求此函数与时间和状态无关。由于这样的函数很难定义，因此普遍采用单位成本并在多数情况下假设单位

成本是常数。由于这种成本处理方式的制约,使经济评价不能反映地下开采的经济实况。尽管动态规划模型是在一定的年开采生产能力下建立的,但是由于一个矿房需要采准、切割、爆矿,以及采掘设备的更新等,这些费用并不是均匀支出的,是一个时段费用的支出,而设备的使用可能跨越几个时段。当期设备的更新和使用情况与前期状态有关,这种关系显然不符合动态规划要求的无后效性条件。这样的支出很难以一个不变的单位成本体现。如果将支出情况合理地分摊到每吨矿石上,使之与时间和状态无关,就可以满足动态规划后效性要求。下面以采掘设备的更新情况为例介绍如何将设备更新的费用分摊到每吨矿石上。

在叙述之前首先引入设备残值的概念,一台新购置的设备经过一个时段的运行,到时段末扣除折旧剩余的价值叫设备残值,经过第二个时段运行,其残值为第一个时段的残值减去第二个时段的折旧,依次类推直到设备报废。报废的设备作为废品处理仍有一定的价值。

本期内根据现有的设备和年生产能力条件下,关于设备更新情况有两个结果,一是需要更新:上期末剩余的设备不能满足当期生产能力的要求,需要增加设备;一是不需要更新:上期末剩余的设备能够满足当期生产能力的要求。

需要更新设备分摊到每吨矿石的情况:当期内发生的费用是购置设备的费用 - 购置设备到期末的残值 + 没有更新设备的折旧费 - 淘汰设备的价值,当期内发生费用除以当期的生产能力就是每吨矿石分摊的费用。

不需要更新设备分摊到每吨矿石的情况:当期内发生的费用是设备的折旧费 - 淘汰设备的价值,当期内发生费用除以当期的生产能力就是每吨矿石分摊的费用。

根据每个时段设备更新情况,计算出所有时段的可变成本。在上节讨论的动态规划边界品位优化模型算法分析中,所有路径的成本采用实际计算的成本,得到的结果才能正确反映开采方案的经济情况。



## 2.5 算 例

现给出一个边界品位动态规划法的算例,来说明用动态规划法优化边界品位的具体计算过程,以便更好地理解上述讨论的数学模型。

算例包括3个优化单元(也就是有3个开采阶段),即优化单元 $i(i=1,2,3)$ ,并按照从优化单元1~3的开采顺序,它们的品位分布和品位—矿量曲线见图2-5、图2-6。技术经济指标

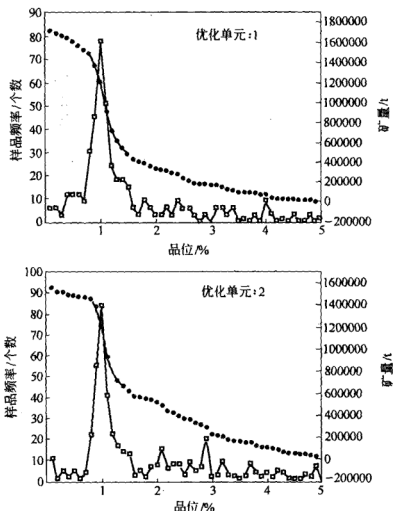


图2-5 优化单元1、2的品位分布与品位—矿量曲线

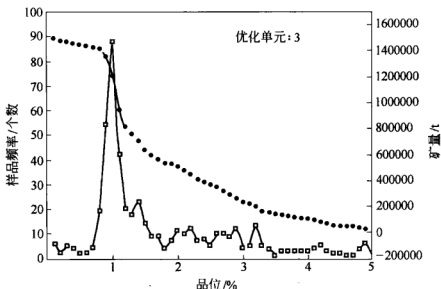


图 2-6 优化单元 3 的品位分布与品位—矿量曲线

是采矿和选矿的生产能力都是  $M = C = 103$  万 t/a, 采矿费用  $m$  为 14 美元/t, 贫化率  $\lambda$  为 12%, 选矿费用  $c$  为 4.8 美元/t, 选矿回收率  $\gamma_c$  为 96%, 精矿品位  $g_j$  为 40%, 精矿价格  $j$  为 1300 美元/t, 折现率  $d$  为 10%, 不变费用  $f$  为 1100 万美元/a。

### 2.5.1 品位段和步长

品位段和步长的预确定, 以及每个优化单元在品位段内各品位对应的矿量和金属量根据技术经济指标和各优化单元的品位—矿量曲线, 预确定品位段为 0.6% ~ 1.7%, 步长  $\Delta g$  为 0.1%。每个优化单元在品位段上对应的矿量和金属量见表 2-3。

表 2-3 各优化单元品位—矿量曲线对应的矿量和金属量

品位段 /%	阶段 1 矿量/t	阶段 1 金属量/t	阶段 2 矿量/t	阶段 2 金属量/t	阶段 3 矿量/t	阶段 3 金属量/t
0.6	1565714.29	23000	1470329.67	25661.54	1434074.07	25318.52
0.7	1520000	22748.57	1467032.97	25643.41	1428148.15	25285.93
0.8	1485714.29	22525.71	1453846.15	25557.69	1416296.3	25208.89

续表 2-3

品位段 /%	阶段 1 矿量/t	阶段 1 金属量/t	阶段 2 矿量/t	阶段 2 金属量/t	阶段 3 矿量/t	阶段 3 金属量/t
0.9	1371428.57	21668.57	1381318.68	25013.74	1360000	24786.67
1	1200000	19807.2014	1200000	23003.0794	1200000	22958.1366
1.1	902857.14	16519.1415	923076.92	19799.672	939259.26	19902.1485
1.2	708571.43	14120.6844	787912.09	17868.7276	814814.81	16908.128
1.3	617142.86	12867.426	715384.62	16729.614	755555.56	15538.7988
1.4	548571.43	11827.2	659340.66	14167.22472	702222.22	14489.48952
1.5	480000	9686.06046	613186.81	13362.98616	634074.07	13448.10294
1.6	422857.14	9044.73954	570329.67	12881.99934	592592.59	12982.55742
1.7	400000	9631.7155	560439.56	12614.93415	565925.93	12515.4

## 2.5.2 矿量增量

矿量增量  $\Delta Q$  的计算, 以及各阶段状态矿量  $Q(i, j)$  的确定根据各优化单元的边界品位—矿量曲线, 确定动态规划各优化单元每个状态的开采矿量, 矿量增量  $\Delta Q$  在 1/2 品位步长  $\Delta g$  的矿量左右。这里确定  $\Delta Q$  的大小, 优化单元 1 品位段最小品位 0.6% 对应的矿量 1565714.29t 减去最大品位 1.7% 对应的矿量 400000t 除以 23 的值。

$$\Delta Q = (1565714.29 - 400000) / 23 = 50683.23t$$

第一阶段各状态的矿量是: 优化单元 1 在品位段对应的最小矿量 400000t 为状态  $S(1,1)$  的矿量  $Q(1,1)$ , 每增加一个  $\Delta Q$  就是一个状态, 同时得到该状态的矿量, 直到增加到最大矿量 1565714.29t, 由于  $\Delta Q$  是第一列最大最小值之差除以 23 得到的, 加到第 24 个刚好等于最大值 1565714.29t。

第二阶段各状态的矿量是: 优化单元 2 和优化单元 1 在品位段对应的最小矿量之和为 960439.56t, 在品位段对应的最大矿量之和为 3036043.96t。最小矿量之和 960439.56t 是优化单元

2 的状态  $S(2,1)$  的矿量  $Q(2,1)$ ,  $960439.56t + \Delta Q$  是状态  $S(2,2)$  对应的矿量  $Q(2,2)$ , 依此类推, 直到加到其值小于最大矿量  $3036043.96t$  (也就是再加一个  $\Delta Q$  就大于这个最大值), 那么这个值是第二阶段的倒数第二个状态的矿量, 最大矿量是第二阶段的最后一个状态的矿量。优化单元 2 共有 42 个状态。同样地得到第三阶段的状态个数为 60。优化单元各状态的矿量  $Q(i, j)$ , 见表 2-4。

表 2-4 阶段各状态的矿量  $Q(i, j)$ 

$i=1 \sim 3$	$Q(1, j)/t$	$Q(2, j)/t$	$Q(3, j)/t$
$S(i,1)$	400000	960439.56	1526365.49
$S(i,2)$	450683.23	1011122.79	1577048.72
$S(i,3)$	501366.46	1061806.02	1627731.95
$S(i,4)$	552049.69	1112489.25	1678415.18
$S(i,5)$	602732.92	1163172.48	1729098.41
$S(i,6)$	653416.15	1213855.71	1779781.64
$S(i,7)$	704099.38	1264538.94	1830464.87
$S(i,8)$	754782.61	1315222.17	1881148.1
$S(i,9)$	805465.84	1365905.4	1931831.33
$S(i,10)$	856149.07	1416588.63	1982514.56
$S(i,11)$	906832.3	1467271.86	2033197.79
$S(i,12)$	957515.53	1517955.09	2083881.02
$S(i,13)$	1008198.76	1568638.32	2134564.25
$S(i,14)$	1058881.99	1619321.55	2185247.48
$S(i,15)$	1109565.22	1670004.78	2235930.71
$S(i,16)$	1160248.45	1720688.01	2286613.94
$S(i,17)$	1210931.68	1771371.24	2337297.17
$S(i,18)$	1261614.91	1822054.47	2387980.4
$S(i,19)$	1312298.14	1872737.7	2438663.63
$S(i,20)$	1362981.37	1923420.93	2489346.86
$S(i,21)$	1413664.6	1974104.16	2540030.09
$S(i,22)$	1464347.83	2024787.39	2590713.32
$S(i,23)$	1515031.06	2075470.62	2641396.55
$S(i,24)$	1565714.29	2126153.85	2692079.78
$S(i,25)$		2176837.08	2742763.01

续表 2-4

$i = 1 \sim 3$	$Q(1, j)/t$	$Q(2, j)/t$	$Q(3, j)/t$
$S(i, 26)$		2227520. 31	2793446. 24
$S(i, 27)$		2278203. 54	2844129. 47
$S(i, 28)$		2328886. 77	2894812. 7
$S(i, 29)$		2379570	2945495. 93
$S(i, 30)$		2430253. 23	2996179. 16
$S(i, 31)$		2480936. 46	3046862. 39
$S(i, 32)$		2531619. 69	3097545. 62
$S(i, 33)$		2582302. 92	3148228. 85
$S(i, 34)$		2632986. 15	3198912. 08
$S(i, 35)$		2683669. 38	3249595. 31
$S(i, 36)$		2734352. 61	3300278. 54
$S(i, 37)$		2785035. 84	3350961. 77
$S(i, 38)$		2835719. 07	3401645
$S(i, 39)$		2886402. 3	3452328. 23
$S(i, 40)$		2937085. 53	3503011. 46
$S(i, 41)$		2987768. 76	3553694. 69
$S(i, 42)$		3036043. 96	3604377. 92
$S(i, 43)$			3655061. 15
$S(i, 44)$			3705744. 38
$S(i, 45)$			3756427. 61
$S(i, 46)$			3807110. 84
$S(i, 47)$			3857794. 07
$S(i, 48)$			3908477. 3
$S(i, 49)$			3959160. 53
$S(i, 50)$			4009843. 76
$S(i, 51)$			4060526. 99
$S(i, 52)$			4111210. 22
$S(i, 53)$			4161893. 45
$S(i, 54)$			4212576. 68
$S(i, 55)$			4263259. 91
$S(i, 56)$			4313943. 14
$S(i, 57)$			4364626. 37
$S(i, 58)$			4415309. 6
$S(i, 59)$			4465992. 83
$S(i, 60)$			4470118. 03

### 2.5.3 边界品位优化计算

#### 2.5.3.1 从第一阶段开始

计算  $g(1,1)$  和  $NPV(1,j)$ ,  $Q(1,1) = 400000t$ , 对应优化单元 1 的品位—矿量曲线, 得到边界品位  $g(1,1) = 1.7\%$ , 如果刚好对应在某一个品位上, 用线性插值法求得。开采  $Q(1,1)$  矿量需要  $T = Q(1,1)/M = 400000/1030000 = 0.38835$  年, 在一年内采完。开采  $Q(1,1)$  的利润是:

$$\begin{aligned}
 P(1,1) &= jQ_j - (c + m)Q(1,1) - fT \\
 &= j \times \frac{Q_c g(1 - \lambda) \gamma_c}{g_j} - (c + m)Q(1,1) - fT \\
 &= 1300 \times 1030000 \times 0.02408 \times (1 - 0.12) \times 0.96/0.4 - \\
 &\quad (4.8 + 14) \times 400000 - 11000000 \times (400000/1030000) \\
 &= 14652993.417 \text{ 美元}
 \end{aligned}$$

式中  $Q_j$ ——选矿  $Q_c$  生产的精矿量;

$Q_c$ ——采矿和选矿量;

$g$ ——平均品位;

$T$ ——开采矿量  $Q_c$  所用的时间。

$$\begin{aligned}
 NPV(1,1) &= P(1,1)/(1 + d) \\
 &= 14652993.417/(1 + 0.1) \\
 &= 13320903.11 \text{ 美元}
 \end{aligned}$$

同样地, 可以得到:

$$g(1,2) = 1.551\%, \quad NPV(1,2) = 11277007.82 \text{ 美元}$$

$$g(1,3) = 1.469\%, \quad NPV(1,3) = 12405210.78 \text{ 美元}$$

$$g(1,4) = 1.395\%, \quad NPV(1,4) = 14857656.02 \text{ 美元}$$

$$g(1,5) = 1.321\%, \quad NPV(1,5) = 15418444.61 \text{ 美元}$$

$$g(1,6) = 1.26\%, \quad NPV(1,6) = 15846825.87 \text{ 美元}$$

$$g(1,7) = 1.205\%, \quad NPV(1,7) = 16222606.94 \text{ 美元}$$

$$g(1,8) = 1.174\%, \quad NPV(1,8) = 16441231.43 \text{ 美元}$$

$$g(1,9) = 1.15\%, \quad NPV(1,9) = 16644647.21 \text{ 美元}$$

$$g(1,10) = 1.124\%, \quad NPV(1,10) = 16848063 \text{ 美元}$$

$$g(1,11) = 1.099\%, \quad NPV(1,11) = 17038784.44 \text{ 美元}$$

$$g(1,12) = 1.082\%, \quad NPV(1,12) = 17080347.52 \text{ 美元}$$

$$g(1,13) = 1.065\%, \quad NPV(1,13) = 17121910.6 \text{ 美元}$$

$Q(1,14) = 1058881.99\text{t}$ , 在优化单元 1 对应的边界品位—矿量曲线求得边界品位  $g(1,14) = 1.047\%$ 。由于  $Q(1,14)$  大于年生产能力  $M$ , 所以在一年内开采不完, 由于资金具有时间价值, 不同开采年份的盈利, 每单位美元折现到第一年初是不同的, 所以盈利分别计算。这样, 开采  $1058881.99\text{t}$  的盈利是第一年完成开采生产能力  $1030000\text{t}$  的盈利和第二年开采剩余  $28881.99\text{t}$  的盈利值。

$$P(1,14) = P(1030000) + P(28881.99)$$

式中  $P(1030000)$ ——开采  $1030000\text{t}$  的盈利, 下同。

$$\begin{aligned} NPV(1,14) &= P(1030000)/(1+d) + P(28881.99)/(1+d)^2 \\ &= 17120914.62 \text{ 美元} \end{aligned}$$

同样地, 可以得到:

$$g(1,15) = 1.03\%, \quad NPV(1,15) = 17092877.97 \text{ 美元}$$

$$g(1,16) = 1.013\%, \quad NPV(1,16) = 17070591.87 \text{ 美元}$$

$$g(1,17) = 0.994\%, \quad NPV(1,17) = 17047746.67 \text{ 美元}$$

$$g(1,18) = 0.964\%, \quad NPV(1,18) = 17009104.6 \text{ 美元}$$

$$g(1,19) = 0.934\%, \quad NPV(1,19) = 16974521.78 \text{ 美元}$$

$$g(1,20) = 0.905\%, \quad NPV(1,20) = 16943545.38 \text{ 美元}$$

$$g(1,21) = 0.863\%, \quad NPV(1,21) = 16570516.57 \text{ 美元}$$

$$g(1,22) = 0.819\%, \quad NPV(1,22) = 16133103.43 \text{ 美元}$$

$$g(1,23) = 0.714\%, \quad NPV(1,23) = 15629011.1 \text{ 美元}$$

$$g(1,24) = 0.6\%, \quad NPV(1,24) = 14966920.52 \text{ 美元}$$

### 2.5.3.2 从第一阶段过渡到第二阶段

计算所有有效决策  $D_{(1,k)}^{(2,j)}$  的对应的边界品位  $g_{(1,k)}^{(2,j)}$  和现值  $NPV_{(1,k)}^{(2,j)}$ , 并得到每个状态的边界品位  $g(2,j)$  和现值  $NPV(2,j)$ 。

从第一阶段各状态过渡到状态  $S(2,1)$  的情况, 有效决策数量小于等于 24。下面分别计算:

从  $S(1,1)$  过渡到  $S(2,1)$ , 相应的决策是  $D_{(1,1)}^{(2,1)}$

$$Q(2,1) = 960439.56t$$

$$Q(1,1) = 400000t$$

$$Q(2,1) > Q(1,1)$$

$$\begin{aligned} Q_{(1,1)}^{(2,1)} &= Q(2,1) - Q(1,1) \\ &= 960439.56 - 400000 \\ &= 560439.56t \end{aligned}$$

在优化单元 2 的边界品位—矿量曲线上, 判断  $Q_{(1,1)}^{(2,1)}$  对应的边界品位  $g_{(1,1)}^{(2,1)}$  是不是在品位段  $[0.6\%, 1.7\%]$  上, 也可以直接判断  $Q_{(1,1)}^{(2,1)}$  是不是在品位段中最高品位 1.7% 对应的矿量和最低品位 0.6% 对应的矿量之间。如果不在预设品位段范围对应的矿量, 不再往下计算。矿量如果不落在一个品位上, 用线性插值法, 得到边界品位, 这里刚好落在 1.7% 对应的矿量上, 所以:

$$g_{(1,1)}^{(2,1)} = 1.7\%$$

$$T1 = Q(1,1)/M = 400000/1030000 = 0.38835 \text{ 年}$$

$$T2 = Q(2,1)/M = 960439.56/1030000 = 0.93247 \text{ 年}$$

开采时间都是在第一年内, 没有跨年度, 所以直接计算盈利值。

$$P_{(1,1)}^{(2,1)} = P(560439.56) = 18114022.62 \text{ 美元}$$

$$NPV_{(1,1)}^{(2,1)} = NPV(1,1) + P_{(1,1)}^{(2,1)}/(1+d)$$



$$\begin{aligned}
 &= 13320903.11 + 18114022.62 / (1 + 0.1) \\
 &= 29788196.4 \text{ 美元}
 \end{aligned}$$

从第一阶段的各状态过渡到状态  $S(2,1)$ ，可能存在多个有效决策，如果状态  $S(2,1)$  的现值  $NPV(2,1)$  是这些决策现值  $P_{(1,k)}^{(2,1)}$  中的最大者， $g(2,1)$  是最大现值时的边界品位。

该优化问题共有有效决策 1223 个，其中从开始到第一阶段的有效决策 24 个，从第一阶段到第二阶段的有效决策 442 个，从第二阶段到第三阶段的有效决策 757 个。由于篇幅这里不给出所有有效决策的计算过程，只给出部分（126 个）有效决策的计算结果，其中粗体表示的是有效决策组成该优化问题的最优解。具体见表 2-5。

表 2-5 优化问题的有效决策集合（部分）

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量 $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)} / t$	边界品位 $g_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \%$	决策现值 $NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \$$	状态现值 $NPV(i,j) / \$$
前状态	本状态				
$S(0,0)$	$S(1,1)$	400000	1.7	13320903.11	$NPV(1,1)$
$S(0,0)$	$S(1,2)$	450683.23	1.551	11277007.82	$NPV(1,2)$
$S(0,0)$	$S(1,3)$	501366.46	1.469	12405210.78	$NPV(1,3)$
$S(0,0)$	$S(1,4)$	552049.69	1.395	14857656.03	$NPV(1,4)$
$S(0,0)$	$S(1,5)$	602732.92	1.321	15418444.61	$NPV(1,5)$
$S(0,0)$	$S(1,6)$	653416.15	1.26	15846825.87	$NPV(1,6)$
$S(0,0)$	$S(1,7)$	704099.38	1.205	16222606.94	$NPV(1,7)$
<b><math>S(0,0)</math></b>	<b><math>S(1,8)</math></b>	<b>754782.61</b>	<b>1.174</b>	<b>16441231.43</b>	<b><math>NPV(1,8)</math></b>
$S(0,0)$	$S(1,9)$	805465.84	1.15	16644647.21	$NPV(1,9)$
$S(0,0)$	$S(1,10)$	856149.07	1.124	16848063	$NPV(1,10)$
$S(0,0)$	$S(1,11)$	906832.3	1.099	17038784.44	$NPV(1,11)$
$S(0,0)$	$S(1,12)$	957515.53	1.082	17080347.52	$NPV(1,12)$

续表 2-5

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量 $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	边界品位 $g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	决策现值 $NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	状态现值 $NPV(i,j)/\$$
前状态	本状态				
S(0,0)	S(1,13)	1008198.76	1.065	17121910.6	$NPV(1,13)$
S(0,0)	S(1,14)	1058881.99	1.047	17120914.62	$NPV(1,14)$
S(0,0)	S(1,15)	1109565.22	1.03	17092877.97	$NPV(1,15)$
S(0,0)	S(1,16)	1160248.45	1.013	17070591.87	$NPV(1,16)$
S(0,0)	S(1,17)	1210931.68	0.994	17047746.67	$NPV(1,17)$
S(0,0)	S(1,18)	1261614.91	0.964	17009104.6	$NPV(1,18)$
S(0,0)	S(1,19)	1312298.14	0.934	16974521.78	$NPV(1,19)$
S(0,0)	S(1,20)	1362981.37	0.905	16943545.38	$NPV(1,20)$
S(0,0)	S(1,21)	1413664.6	0.863	16570516.58	$NPV(1,21)$
S(0,0)	S(1,22)	1464347.83	0.819	16133103.43	$NPV(1,22)$
S(0,0)	S(1,23)	1515031.06	0.714	15629011.1	$NPV(1,23)$
S(0,0)	S(1,24)	1565714.29	0.6	14966920.52	$NPV(1,24)$
S(1,1)	S(2,15)	1270004.78	0.961	37478662.14	$NPV(2,15)$
S(1,2)	S(2,15)	1219321.55	0.989	35344142.69	
S(1,3)	S(2,15)	1168638.32	1.011	36342112.93	
S(1,4)	S(2,15)	1117955.09	1.03	38638066	
S(1,5)	S(2,15)	1067271.86	1.048	39037481.66	
S(1,6)	S(2,15)	1016588.63	1.066	39298879.21	
S(1,7)	S(2,15)	965905.4	1.085	39501182.58	
S(1,8)	S(2,15)	915222.17	1.106	39488856.65	
S(1,9)	S(2,15)	864538.94	1.143	39181815.5	
S(1,10)	S(2,15)	813855.71	1.181	38867112.8	
S(1,11)	S(2,15)	763172.48	1.234	38449521.21	
S(1,12)	S(2,15)	712489.25	1.305	37588922.33	
S(1,13)	S(2,15)	661806.02	1.396	33454237.35	
S(1,14)	S(2,15)	611122.79	1.505	32501205.28	

续表 2-5

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(1,15)	S(2,15)	560439.56	1.7	32063144.6	NPV(2,16)
S(1,1)	S(2,16)	1320688.01	0.933	37477266.47	
S(1,2)	S(2,16)	1270004.78	0.961	35342914.73	
S(1,3)	S(2,16)	1219321.55	0.989	36376843.84	
S(1,4)	S(2,16)	1168638.32	1.011	38695237.85	
S(1,5)	S(2,16)	1117955.09	1.03	39095464.68	
S(1,6)	S(2,16)	1067271.86	1.048	39358016.91	
S(1,7)	S(2,16)	1016588.63	1.066	39561913.86	
<b>S(1,8)</b>	<b>S(2,16)</b>	<b>965905.4</b>	<b>1.085</b>	<b>39601645.95</b>	
S(1,9)	S(2,16)	915222.17	1.106	39568365.18	
S(1,10)	S(2,16)	864538.94	1.143	39256452.66	
S(1,11)	S(2,16)	813855.71	1.181	38923577.53	
S(1,12)	S(2,16)	763172.48	1.234	38351151.3	
S(1,13)	S(2,16)	712489.25	1.305	37486066.02	
S(1,14)	S(2,16)	661806.02	1.396	33399616.01	
S(1,15)	S(2,16)	611122.79	1.505	32473168.62	
S(1,16)	S(2,16)	560439.56	1.7	32040858.5	
S(1,1)	S(2,17)	1371371.24	0.905	37478966.71	NPV(2,17)
S(1,2)	S(2,17)	1320688.01	0.933	35344888.62	
S(1,3)	S(2,17)	1270004.78	0.961	36379265.57	
S(1,4)	S(2,17)	1219321.55	0.989	38733787.26	
S(1,5)	S(2,17)	1168638.32	1.011	39156706.1	
S(1,6)	S(2,17)	1117955.09	1.03	39420456.03	
S(1,7)	S(2,17)	1067271.86	1.048	39625951.98	
S(1,8)	S(2,17)	1016588.63	1.066	39667791.92	
S(1,9)	S(2,17)	965905.4	1.085	39686900.62	

续表 2-5

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)} / t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \$$	$NPV(i, j) / \$$
S(1,10)	S(2,17)	915222. 17	1. 106	39647873. 71	NPV(3,30)
S(1,11)	S(2,17)	864538. 94	1. 143	39318395. 49	
S(1,12)	S(2,17)	813855. 71	1. 181	38830883. 9	
S(1,13)	S(2,17)	763172. 48	1. 234	38252781. 39	
S(1,14)	S(2,17)	712489. 25	1. 305	37422948. 47	
S(1,15)	S(2,17)	661806. 02	1. 396	33371579. 35	
S(1,16)	S(2,17)	611122. 79	1. 505	32450882. 52	
S(1,17)	S(2,17)	560439. 56	1. 7	32018013. 3	
S(2,13)	S(3,30)	1427540. 84	0. 705	60383132. 18	
S(2,14)	S(3,30)	1376857. 61	0. 87	60958634. 65	
S(2,15)	S(3,30)	1326174. 38	0. 921	61077601. 33	
S(2,16)	S(3,30)	1275491. 15	0. 953	61045072. 57	
S(2,17)	S(3,30)	1224807. 92	0. 984	60992908. 23	
S(2,18)	S(3,30)	1174124. 69	1. 01	60919838. 04	
S(2,19)	S(3,30)	1123441. 46	1. 029	60817728. 01	
S(2,20)	S(3,30)	1072758. 23	1. 049	60711146. 23	
S(2,21)	S(3,30)	1022075	1. 068	60601537. 07	
S(2,22)	S(3,30)	971391. 77	1. 088	60485487. 34	
S(2,23)	S(3,30)	920708. 54	1. 115	59894968. 59	
S(2,24)	S(3,30)	870025. 31	1. 156	58481668. 29	
S(2,25)	S(3,30)	819342. 08	1. 196	57041297. 3	
S(2,26)	S(3,30)	768658. 85	1. 278	55698009. 47	
S(2,27)	S(3,30)	717975. 62	1. 37	54635484. 39	
S(2,28)	S(3,30)	667292. 39	1. 451	53896223. 52	
S(2,29)	S(3,30)	616609. 16	1. 542	53445934. 97	
S(2,30)	S(3,30)	565925. 93	1. 7	52933513. 63	

续表 2-5

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(2,14)	S(3,31)	1427540.84	0.705	60562102.06	NPV(3,31)
S(2,15)	S(3,31)	1376857.61	0.87	60988759.05	
S(2,16)	S(3,31)	1326174.38	0.921	61097960.43	
S(2,17)	S(3,31)	1275491.15	0.953	61047327.12	
S(2,18)	S(3,31)	1224807.92	0.984	60992027.27	
S(2,19)	S(3,31)	1174124.69	1.01	60907338.85	
S(2,20)	S(3,31)	1123441.46	1.029	60803420.09	
S(2,21)	S(3,31)	1072758.23	1.049	60697064.02	
S(2,22)	S(3,31)	1022075	1.068	60585000.84	
S(2,23)	S(3,31)	971391.77	1.088	60469939.46	
S(2,24)	S(3,31)	920708.54	1.115	59874487.32	
S(2,25)	S(3,31)	870025.31	1.156	58434116.32	
S(2,26)	S(3,31)	819342.08	1.196	57000220.18	
S(2,27)	S(3,31)	768658.85	1.278	55662689.3	
S(2,28)	S(3,31)	717975.62	1.37	54514083.56	
S(2,29)	S(3,31)	667292.39	1.451	53774822.69	
S(2,30)	S(3,31)	616609.16	1.542	53330618.9	
S(2,31)	S(3,31)	565925.93	1.7	52827875.11	
S(2,15)	S(3,32)	1427540.84	0.705	60586374.19	NPV(3,32)
S(2,16)	S(3,32)	1376857.61	0.87	61001893.19	
S(2,17)	S(3,32)	1326174.38	0.921	61092269.22	
S(2,18)	S(3,32)	1275491.15	0.953	61038348.12	
S(2,19)	S(3,32)	1224807.92	0.984	60971209.07	
S(2,20)	S(3,32)	1174124.69	1.01	60884493.87	
S(2,21)	S(3,32)	1123441.46	1.029	60780654.86	
S(2,22)	S(3,32)	1072758.23	1.049	60671703.35	

续表 2-5

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(2,23)	S(3,32)	1022075	1.068	60559046.42	
S(2,24)	S(3,32)	971391.77	1.088	60435111.42	
S(2,25)	S(3,32)	920708.54	1.115	59812227.2	
S(2,26)	S(3,32)	870025.31	1.156	58378572.39	
S(2,27)	S(3,32)	819342.08	1.196	56950704.39	
S(2,28)	S(3,32)	768658.85	1.278	55527318.95	
S(2,29)	S(3,32)	717975.62	1.37	54378708.48	
S(2,30)	S(3,32)	667292.39	1.451	53645106.12	
S(2,31)	S(3,32)	616609.16	1.542	53209762.09	
S(2,32)	S(3,32)	565925.93	1.7	52711887.28	

注：决策现值：从某个有效决策到达状态时的现值；状态现值：到达该状态所有决策现值中最大者为该状态的状态现值。

## 2.5.4 边界品位优化结果

根据以上各优化单元之间有效决策的计算，得到每个优化单元最佳边界品位、开采矿量以及现值，优化结果见表 2-6。通过优化结果可以看出，优化单元 1~3 的边界品位和开采矿量分别是 1.174% 和 754782.61t、1.085% 和 965905.4t、0.921% 和 1326174.38t，共开采矿石 3046862.39t，开采时间约为 3 年，最大现值为 6109.8 万美元。

表 2-6 动态规划边界品位优化结果

优化单元	1	2	3
最优策略	S(1,8)	S(2,16)	S(3,31)
边界品位/%	1.174	1.085	0.921
开采矿量/t	754782.61	965905.4	1326174.38
现值 $NPV(i,j)/\$$	16441231.43	39601645.95	61097960.43

本章运用动态规划优化的理论和方法，以现值为指标函数，建立新的动态规划边界品位优化模型，该模型考虑矿体的开采顺序、矿山的年生产能力以及矿石品位在不同区段（优化单元）的实际分布，并结合使用的采矿方法。给出了模型的算法步骤和算法流程图；对品位优化的成本分析以及无后效应讨论；在本章的最后，给出了一个三阶段的算例，详细地说明该优化方法的实现过程。

# 3

## 最大现值法确定地下开采 边界品位

第2章讨论了使用动态规划法建立新的边界品位优化模型, 为了与已有的优化模型相比较, 本章针对地下开采的特点, 基于 Lane 法的思路, 推导采矿、选矿两阶段和采矿、选矿、冶炼三阶段的边界品位优化数学模型。Lane 法即最大现值法, 这一方法是 Lane 在 1964 年首先提出的, 该方法是以赢利的总现值最大为目标, 求得每年应采用的边界品位。最大现值法的数学模型是针对露天开采矿山建立的。露天开采的工艺是将在开采境界内的所有矿岩全部开采出来, 其中把大于边界品位的作为矿石送往选矿厂, 小于边界品位的, 则作为岩石送往废石场排弃。而地下开采是通过矿井和巷道直达矿体, 将大于边界品位的部分直接开采出来。由于采矿工艺的不同, 运用最大现值法确定边界品位的数学模型也不尽相同。



### 3.1 矿量计算和平均品位

矿量和平均品位计算的数学模型，是在每个样品分担矿量相等的假设条件下建立的。假设样品品位分布函数  $y=f(x)$  的曲线如图 3-1 所示，由于体积比等于样长比，由于每个样品的长度一致，所以也就等于样品出现的频率之比。因此在品位段  $(x, x+dx)$  内，矿石的体积  $dv$  等于图中曲边梯形的面积  $f(x)dx$  再乘一个比例常数  $r_0$  即：

$$dv = r_0 f(x) dx$$

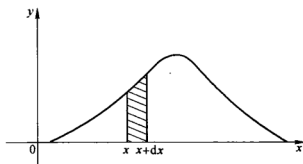


图 3-1 样品品位密度函数

如果已求得矿石体重  $G$  与品位  $x$  的回归方程（一般是线性方程）：

$$G = G(x)$$

则由公式矿石质量 = 体重 × 体积，可求得品位段  $(x, x+dx)$  内的矿石质量为：

$$dQ = r_0 G(x) f(x) dx \quad (3-1)$$

将式 (3-1) 求从  $c$  到  $+\infty$  积分，便可得到品位  $c$  以上的矿石储量：

$$Q(c) = r_0 \int_c^{\infty} G(x) f(x) dx \quad (3-2)$$

若由传统方法得到边界品位  $c_0$  时的矿石储量为  $Q_0$ ，则有：

$$Q(c) = Q_0 = r_0 \int_{c_0}^{\infty} G(x)f(x) dx$$

由此可得：

$$r_0 = Q_0 / \int_{c_0}^{\infty} G(x)f(x) dx \quad (3-3)$$

将式 (3-3) 代入式 (3-2) 得：

$$Q(c) = \frac{Q_0 \int_c^{\infty} G(x)f(x) dx}{\int_{c_0}^{\infty} G(x)f(x) dx}$$

令

$$q(c) = \frac{\int_c^{\infty} G(x)f(x) dx}{\int_{c_0}^{\infty} G(x)f(x) dx}$$

则

$$Q_c = Q_0 q(c) \quad (3-4)$$

式 (3-4) 为储量计算公式，其中  $q(c)$  为储量系数。

平均品位是金属量和矿石量的比值，根据上面的讨论，金属量函数为

$$xG(x)f(x) dx$$

所以，边界品位为  $c$  时的金属量为：

$$\int_c^{\infty} xG(x)f(x) dx$$

这样便可得到平均品位的计算公式：

$$\bar{x} = \frac{\int_c^{\infty} xG(x)f(x) dx}{\int_c^{\infty} G(x)f(x) dx}$$

在样品分布曲线中，铜样品分布从 0 到最大样品  $A$ ，品位段为  $d$  ( $d$  很小，这里取值 0.1%)，从小到大每个样品段中样品的长度分别是  $n_1, n_2, \dots, n_n$  形成一个品位分布曲线。每个品位

段两品位的中间值可以近似为该品位段的平均品位。矿山已经给出某品位  $c$  为边界品位的地质矿量  $Q$ 。则品位分布区间的矿量、金属量可见表 3-1。

表 3-1 品位区间的样品长度、矿量、金属量

品位段/ $t \cdot t^{-1}$	样品长度/m	矿量/t	金属量/t
$0 \sim d$	$n_1$	$Qn_1 / \sum_{i=c}^A n_i$	$\frac{1}{2}dQn_1 / \sum_{i=c}^A n_i$
$d \sim 2d$	$n_2$	$Qn_2 / \sum_{i=c}^A n_i$	$\frac{1}{2}(d + 2d)Qn_2 / \sum_{i=c}^A n_i$
...	...	...	...
$n-1 \sim n$	$n_n$	$Qn_n / \sum_{i=c}^A n_i$	$\frac{1}{2}(n-1 + n)Qn_n / \sum_{i=c}^A n_i$

这样，在求某一边界品位的矿量、金属量时，将大于等于该品位所有品位段的矿量、金属两相加即是，同时计算得到的金属量和矿量的比值就是该边界品位的平均品位。

## 3.2 采矿、选矿两阶段边界品位的数学模型

两阶段是指矿山所属的公司只有采矿和选矿企业，精矿是公司的最终产品，下面推导的两阶段边界品位数学模型适用于该类矿山公司。

### 3.2.1 赢利及现值计算

假设从现在起的一段时间增量内考虑开采的矿岩量为  $Q_m$ ，那么发生的开采费用为  $mQ_m$ 。 $Q_m$  的一部分为矿石，虽然在边界品位未知情况下无法确定其中的矿石量，但可假设  $Q_m$  中的矿石量为  $Q_c$ ，故选矿费用为  $cQ_c$ 。设  $Q_c$  吨矿石经选矿后得到精矿量为  $Q_j$ 。若开采  $Q_m$  并将矿石加工成最终产品的时间跨度为  $T$ ，则不变费用为  $fT$  ( $T$  是开采和选矿时间中的最大者)。这样，开采

$Q_m$  的赢利  $P$  为:

$$P = jQ_j - cQ_c - mQ_m - fT \quad (3-5)$$

式中  $P$ ——生产周期内的赢利;

$j$ ——精矿单位价格;

$c$ ——单位选矿成本;

$m$ ——单位采矿成本;

$f$ ——生产周期内每年发生的不变成本;

$T$ ——生产周期。

式 (3-5) 是计算赢利的基本公式。由于决策目标不是赢利最大, 而是现值最大。所以需要构造一个开采  $Q_m$  可以带来的现值增量 (即开采  $Q_m$  对总现值的贡献量) 的表达式。

设折现率为  $d$ , 从当前时间算起一直到矿山开采结束的未来赢利, 假设未来利润折现到当前的现值为  $V$ , 从开采完  $Q_m$  (即时间  $T$ ) 算起一直到矿山开采结束的未来盈利折现到  $T$  的最大现值为  $W$ 。那么有:

$$V = P + \frac{W}{(1+d)^T} \quad (3-6)$$

由于定义在一个很短的增量范围,  $T$  很小, 因此, 式 (3-6) 可以近似为

$$V - W = P - VTd$$

式中  $V - W$ ——开采  $Q_m$  的现值增量, 记  $V_m$ 。

则有

$$V_m = P - VTd$$

代入式 (3-5) 得:

$$V_m = jQ_j - cQ_c - mQ_m - (f + Vd)T \quad (3-7)$$

式 (3-7) 是现值增量的基本表达式。求作用于  $Q_m$  的最佳边界品位, 就是求  $V_m$  的最大边界品位。

### 3.2.2 不同阶段生产能力约束下的最佳边界品位

设采矿和选矿的生产能力分别是  $M$  和  $C$ , 采出的矿岩和处

理的矿石分别为  $Q_m$  和  $Q_c$ ，则所花费的时间分别为：

$$T_m = Q_m/M, T_c = Q_c/C$$

采矿和选矿两阶段的生产，每个阶段有其最大的生产能力。当不同阶段成为整个生产过程的瓶颈，即其生产能力约束着整个企业的生产能力时，最佳边界品位也不同。

### 3.2.2.1 采场生产能力约束下的最佳边界品位

当采场的生产能力约束着整个企业的生产能力时，时间  $T$  由开采时间决定的，即

$$T = T_m = Q_m/M$$

代入式 (3-7) 变为

$$V_m = jQ_j - cQ_c - \left(m + \frac{f + Vd}{M}\right)Q_m$$

在露天开采中，将开采境界内的矿石和岩石全部开采出来，矿石送到选矿场处理或者直接销售，岩石被运送到废石厂丢弃。在开采境界内，所剥离的岩石量与采出的矿石量之比叫境界剥采比。在地下开采过程中，通过巷道直接通往矿体，有的巷道可能在矿体中，相对于露天开采的剥岩量，地下开采的掘进和切割巷道作业，所采掘的岩石量相对比较少，在建立地下开采边界品位数学模型中忽略不计，这样采矿量  $Q_m$  近似于送往选矿厂的选矿量  $Q_c$ ，假设  $Q_c = Q_m$ （在没有库存条件下）。故使  $V_m$  最大边界品位是使  $jQ_j - \left(c + m + \frac{f + Vd}{M}\right)Q_c$  最大的边界品位。

设： $y_m$ 、 $y_c$  分别是采矿阶段矿石的回采率、选矿的回收率， $\lambda$  是采矿阶段矿石的贫化率， $z$  是混入围岩品位与矿石地质品位的比值，若围岩不含品位则  $z=0$ ， $g$  为地质矿量的平均品位， $g_j$  是精矿的品位。

则

$$Q_j = \frac{Q_c g (1 - \lambda) y_c}{g_j} \quad (\text{推导过程见附录 1})$$

$$jQ_j - \left( c + m + \frac{f + Vd}{M} \right)$$

$$Q_c = \frac{jg(1 - \lambda)y_c - \left( c + m + \frac{f + Vd}{M} \right)g_j}{g_j} Q_c$$

故对于  $Q_m$  中每一吨物料来说, 只要其品位  $g$  能使

$$\frac{jg(1 - \lambda)y_c - \left( c + m + \frac{f + Vd}{M} \right)g_j}{g_j} > 0, \text{ 就应将其作为开采条件。}$$

所以使  $V_m$  最大的边界品位  $g_m$  应满足

$$\frac{jg(1 - \lambda)y_c - \left( c + m + \frac{f + Vd}{M} \right)g_j}{g_j} = 0$$

即

$$g_m = \frac{m + \frac{f + Vd}{M} + c}{j(1 - \lambda)y_c} g_j \quad (3-8)$$

式 (3-8) 即为地下开采情况下, 采场生产能力约束下最佳边界品位的数学公式。

而露天开采情况下, 由于  $Q_m$  为矿岩总量, 不随边界品位变化。故使  $V_m$  最大边界品位是使  $(s - r)Q_r - cQ_c$  最大的边界品位。即:

$$jQ_j - cQ_c = \frac{jg(1 - \lambda)y_c - cg_j}{g_j} Q_c$$

故对于  $Q_m$  中每一吨物料来说, 只要其品位  $g$  能使

$$\frac{jg(1 - \lambda)y_c - cg_j}{g_j} > 0, \text{ 就应将其作为开采条件。}$$

所以, 使  $V_m$  最大的边界品位  $g_m$  应满足

$$\frac{jg(1 - \lambda)y_c - cg_j}{g_j} = 0$$

则:

$$g_m = \frac{c}{j(1-\lambda)y_c} \times g_j \quad (3-9)$$

式(3-9)即为露天开采情况下,采场生产能力约束下最佳边界品位的数学公式。

### 3.2.2.2 选厂生产能力约束下的最佳边界品位

当选厂的生产能力约束着整个企业的生产能力时,时间  $T$  是由选矿时间决定的,通过与上面的同样分析,使  $V_c$  最大的边界品位为

$$g_c = \frac{m + \frac{f + Vd}{C} + c}{j(1-\lambda)y_c} \times g_j \quad (3-10)$$

式(3-10)即为地下开采情况下,选厂生产能力约束下最佳边界品位的数学公式。

同样,在露天开采情况下,选厂生产能力约束下的最佳边界品位公式:

$$g_c = \frac{c + \frac{f + Vd}{C}}{j(1-\lambda)y_c} \times g_j$$

从上面的分析可以看出,采场和选厂生产能力约束下的边界品位,与价格、费用和生产能力直接相关,而通过  $V$  受矿体的品位分布间接影响。

### 3.2.3 生产能力平衡条件下的边界品位

矿石量和金属产量是边界品位的函数。选定了边界品位,即可由边界品位的统计分布求出矿石量。矿石量与边界品位的关系曲线为边界品位—矿量曲线。从品位分布也可以求得矿石的平均品位,进而得到矿石中的金属量。金属量与边界品位关系的曲线称为品位—金属量曲线。使矿岩总量与矿石量之比等于最大采、选能力之比的边界品位,是使采选生产能力平衡的边界品位,称

为采选平衡边界品位, 记  $g_{mc}$ 。 $g_{mc}$  应满足下列条件:

$$\frac{Q_c}{Q_m} = \frac{C}{M} \quad (3-11)$$

也就是说, 当采场与选厂均以最大生产能力满负荷运行时, 在开采  $Q_m$  所需的时间里, 选厂能够处理的矿石恰好是以  $g_{mc}$  为边界品位得到的矿石量  $Q_c$ 。

有时边界平衡点可能不在有效的品位分布范围, 这时相应的平衡边界品位需要定义为一个极端的值。当选矿生产能力大于采矿生产能力时, 可确定  $g_{mc}$  为矿石品位分布范围的最小值; 当选矿生产能力远小于采矿生产能力时, 可确定  $g_{mc}$  为矿石品位分布范围的最大值。

### 3.2.4 最佳边界品位

从上面讨论中得到 3 个边界品位, 即分别以采矿和选矿的生产能力为约束条件的边界品位  $g_m$  和  $g_c$  以及使采、选生产能力达到平衡的边界品位  $g_{mc}$ 。最佳边界品位是这 3 个边界品位之一。

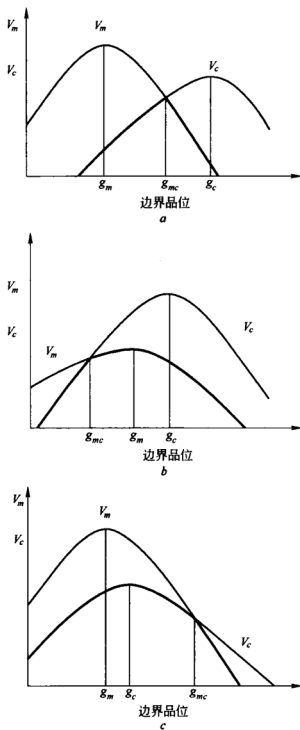
在采场和选厂两个阶段的情况下, 当边界品位变化时,  $Q_c$  随之变化。因此, 以采场生产能力为约束的现值增量  $V_m$  和以选厂生产能力为约束的现值增量  $V_c$  也随之变化。当边界品位较低时,  $V_m > V_c$ ; 随着边界品位的增大, 两者逐渐靠近; 当边界品位等于  $g_{mc}$  时,  $V_m = V_c$ , 之后  $V_m < V_c$ 。 $V_m = V_c$  时的点存在三种情况, 即在  $V_m$  由大变小而  $V_c$  由小变大时、两者同时由小到大、两者同时由大到小时。当同时考虑两种约束时, 在任一边界品位处可获得的最大现值增量是  $V_m$  和  $V_c$  中的较小者。在图 3-2 所示的 3 种情形中, 最佳边界品位是粗线围成的区域的最高处的边界品位, 即最佳边界品位  $G$  可用下式求得:

$$\text{当 } g_{mc} \leq g_m \text{ 时, } \quad G = g_m \quad (3-12)$$

$$\text{当 } g_{mc} \geq g_c \text{ 时, } \quad G = g_c$$

$$\text{当 } g_m < g_{mc} < g_c \text{ 时, } \quad G = g_{mc}$$



图 3-2  $V_m$  和  $V_c$  随边界品位变化示意图

a—情形 1; b—情形 2; c—情形 3

### 3.2.5 算法步骤和流程

在计算  $g_m$  和  $g_c$  时, 需要用到现值  $V$ , 而现值在确定边界品位前是未知的。因此求最佳边界品位需要进行迭代运算。在计算  $g_m$ 、 $g_c$  时, 先假设一个  $V$  值, 如假设  $V=0$ , 然后经过迭代运算, 求出最佳边界品位。具体算法步骤和流程框图如下。

#### 3.2.5.1 算法步骤

第一步: 根据采、选生产能力, 由式 (3-11) 确定平衡品位  $g_{mc}$ ,  $g_{mc}$  值不变;

第二步: 令  $V=0$ ;

第三步: 由式 (3-8)、式 (3-10) 计算  $g_m$ 、 $g_c$ , 由式 (3-12) 确定  $G$ , 并根据品位分布计算边界品位为  $G$  时的总矿量  $Q_a$ ;

第四步: 计算当边界品位为  $G$  时, 采、选两阶段满负荷运行时所需要的时间  $T_m = Q_m/M$  ( $Q_m$  等于  $Q_a$ )、 $T_c = Q_c/C$ , 需要时间最长的阶段为瓶颈阶段, 也就是约束整个企业生产能力阶段;

第五步: 计算使瓶颈阶段满负荷运行时其他阶段的年产量, 这一产量小于其对应阶段的最大生产能力;

第六步: 根据各阶段的产量计算年赢利  $P$  和净现值  $V_1$ ;

第七步: 令  $V = V_1$ , 返回到第四步求得最佳边界品位  $G$ , 若新  $G$  与上一次迭代得到的  $G$  不同, 继续迭代, 否则停止迭代, 迭代结果是第一年的最佳边界品位以及对应的开采量;

第八步: 将大于  $G$  的品位按照第一年的开采量 (也就是选矿量) 从总储量中去掉, 小于  $G$  的也减掉相应的比例, 使之保持品位分布不变, 得到第一年末 (第二年初) 的储量。重复第二到第七步, 即可求得第二年的最佳边界品位。依此类推, 直到总储量采完为止, 就得到各年的最佳边界品位及各阶段的生产量、利润和现值等。

## 3.2.5.2 流程框图

两阶段优化流程如图 3-3 所示。

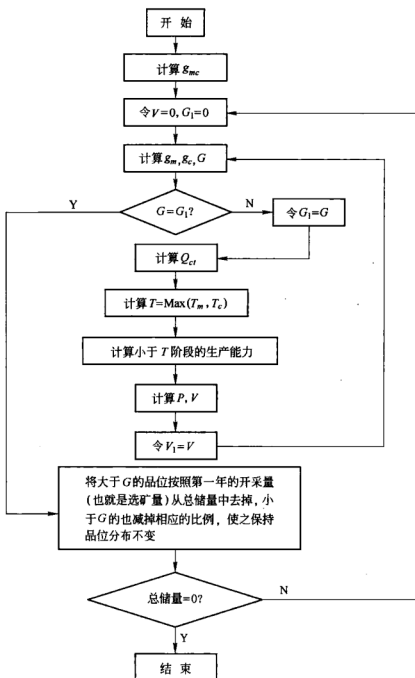


图 3-3 两阶段优化流程

计算机在运行时, 求解  $G$  的过程中有时可能遇到死循环, 这种情况, 首先确定循环体, 然后比较循环体内最大的净现值, 确定最大净现值时的  $G$  为最佳边界品位。在三阶段优化过程中也同样处理。

### 3.3 采、选、冶三阶段边界品位的数学模型

三阶段是指矿山所属的公司不仅有采矿和选矿企业, 还包括冶炼企业, 金属是公司的最终产品。下面推导的三阶段边界品位数学模型适用于该类矿山公司。

#### 3.3.1 赢利及现值计算

假设从现在起的一段时间增量内考虑开采的矿岩量为  $Q_m$ , 那么发生的开采费用为  $mQ_m$ 。 $Q_m$  的一部分为矿石, 虽然在边界品位未知情况下无法确定其中的矿石量, 但可假设  $Q_m$  中的矿石量为  $Q_c$ , 故选矿费用为  $cQ_c$ 。设  $Q_c$  吨矿石经选冶后得到的最终产品量为  $Q_r$ , 那么冶炼费用为  $rQ_r$ 。若开采  $Q_m$  并将矿石加工成最终产品的时间跨度为  $T$ , 则不变费用为  $fT$  ( $T$  是开采时间、选矿时间和冶炼时间中的最大者)。这样, 开采  $Q_m$  的赢利  $P$  为:

$$P = (s - r)Q_r - cQ_c - mQ_m - fT \quad (3-13)$$

式中  $P$ ——生产周期内的赢利;

$s$ ——最终产品单位价格;

$r$ ——单位冶炼成本;

$c$ ——单位选矿成本;

$m$ ——单位采矿成本;

$f$ ——生产周期内每年发生的不变成本;

$T$ ——生产周期。

式 (3-13) 是计算赢利的基本公式。由于决策目标不是赢

利最大，而是现值最大。所以需要构造一个开采  $Q_m$  可以带来的现值增量（即开采  $Q_m$  对总现值的贡献量）的表达式。

设折现率为  $d$ ，从当前时间算起一直到矿山开采结束的未来赢利，假设未来利润折现到当前的现值为  $V$ ，从开采完  $Q_m$ （即时间  $T$ ）算起一直到矿山开采结束的未来盈利折现到  $T$  的最大现值为  $W$ 。

那么有：

$$V = P + \frac{W}{(1+d)^T} \quad (3-14)$$

由于定义在一个很短的增量范围， $T$  很小，因此，式(3-14)可以近似为

$$V - W = P - VTd$$

式中  $V - W$ ——开采  $Q_m$  的现值增量，记  $V_m$ 。

则有：

$$V_m = P - VTd$$

代入式 (3-13) 得：

$$V_m = (s - r)Q_r - cQ_c - mQ_m - (f + Vd)T \quad (3-15)$$

式 (3-15) 是现值增量的基本表达式。求作用于  $Q_m$  的最佳边界品位，就是求  $V_m$  的最大边界品位。

### 3.3.2 不同阶段生产能力约束下的最佳边界品位

设采、选、冶三阶段的生产能力分别是  $M$ 、 $C$ 、 $R$ ，采出的矿岩、处理的矿石、生产出的金属分别为  $Q_m$ 、 $Q_c$ 、 $Q_r$ ，则所花费的时间分别为：

$$T_m = Q_m/M, T_c = Q_c/C, T_r = Q_r/R$$

三阶段采矿、选矿、冶炼的生产，每个阶段有其最大的生产能力。当不同阶段成为整个生产过程的瓶颈，即其生产能力约束着整个企业的生产能力时，最佳边界品位也不同。

### 3.3.2.1 采场生产能力约束下的最佳边界品位

当采场的生产能力约束着整个企业的生产能力时, 时间  $T$  是由开采时间决定的, 即

$$T = T_m = Q_m / M$$

代入式 (3-15) 变为

$$V_m = (s - r)Q_r - cQ_c - \left(m + \frac{f + Vd}{M}\right)Q_m$$

在露天开采中, 将开采境界内的矿石和岩石全部开采出来, 矿石送到选矿场处理或者直接销售, 岩石被运送到废石厂丢弃。在开采境界内, 所剥离的岩石量与采出的矿石量之比叫境界剥采比。在地下开采过程中, 通过巷道直接通往矿体, 有的巷道可能在矿体中, 相对于露天开采的剥岩量, 地下开采的掘进和切割巷道作业, 所采掘的岩石量相对比较少, 在建立地下开采边界品位数学模型中忽略不计, 这样, 采矿量  $Q_m$  近似于送往选矿厂的选矿量  $Q_c$ , 假设  $Q_m = Q_c$ 。故使  $V_m$  最大边界品位是使  $(s - r)Q_r - \left(c + m + \frac{f + Vd}{M}\right)Q_c$  最大的边界品位。

设  $y_m$ 、 $y_c$ 、 $y_r$  分别是采矿阶段矿石的回采率、选矿的回收率、冶炼的回收率,  $\lambda$  是采矿阶段矿石的贫化率,  $z$  是混入围岩品位与矿石地质品位的比值, 若围岩不含品位则  $z = 0$ ,  $g$  为地质矿量的平均品位。

则

$$Q_r = (1 - \lambda)gy_cy_rQ_c \text{ (推导过程见附录 1)}$$

$$\begin{aligned} & (s - r)Q_r - \left(c + m + \frac{f + Vd}{M}\right)Q_c \\ &= \left[(s - r)(1 - \lambda)gy_cy_r - \left(c + m + \frac{f + Vd}{M}\right)\right]Q_c \end{aligned}$$

故对于  $Q_m$  中每一吨物料来说, 只要其品位  $g$  能使

$\left[ (s-r)(1-\lambda)gy_c y_r - \left( c + m + \frac{f+Vd}{M} \right) \right] > 0$ , 就应将其作为开采条件。所以使  $V_m$  最大的边界品位  $g_m$  应满足

$$\left[ (s-r)(1-\lambda)gy_c y_r - \left( c + m + \frac{f+Vd}{M} \right) \right] = 0$$

即

$$g_m = \frac{c + m + \frac{f+Vd}{M}}{(s-r)(1-\lambda)y_c y_r} \quad (3-16)$$

式 (3-16) 即为地下开采情况下, 采场生产能力约束下最佳边界品位的数学公式。

在露天开采情况下, 由于  $Q_m$  为含品位的矿岩总量, 不随边界品位变化。故使  $V_m$  最大边界品位是使  $(s-r)Q_r - cQ_c$  最大的边界品位。

即

$$(s-r)Q_r - cQ_c = [(s-r)(1-\lambda)gy_c y_r - c]Q_c$$

故对于  $Q_m$  中每一吨物料来说, 只要其品位  $g$  能使  $[(s-r) \times (1-\lambda)gy_c y_r - c] > 0$ , 就应将其作为开采条件。所以, 使  $V_m$  最大的边界品位  $g_m$  应满足  $[(s-r)(1-\lambda)gy_c y_r - c] = 0$

则

$$g_m = \frac{c}{(s-r)(1-\lambda)y_c y_r} \quad (3-17)$$

式 (3-17) 即为露天开采情况下, 采场生产能力约束下最佳边界品位的数学公式。

### 3.3.2.2 选厂生产能力约束下的最佳边界品位

当选厂的生产能力约束着整个企业的生产能力时, 时间  $T$  是由选矿时间决定的, 即

$$T = T_c = Q_c / C$$

代入式 (3-15) 变为

$$V_c = (s - r)Q_r - \left( \frac{f + Vd}{C} + c \right) Q_c - mQ_m$$

通过与上面的同样分析, 使  $V_c$  最大的边界品位为

$$g_c = \frac{c + m + \frac{f + Vd}{C}}{(s - r)(1 - \lambda)y_c y_r} \quad (3-18)$$

式 (3-18) 即为地下开采情况下, 选厂生产能力约束下最佳边界品位的数学公式。

同样, 在露天开采情况下, 选厂生产能力约束下的最佳边界品位公式:

$$g_c = \frac{c + \frac{f + Vd}{C}}{(s - r)(1 - \lambda)y_c y_r}$$

### 3.3.2.3 冶炼厂生产能力约束下的最佳边界品位

当冶炼厂的生产能力约束着整个企业的生产能力时, 时间  $T$  是由冶炼时间决定的, 即

$$T = T_r = Q_r / R$$

代入式 (3-15) 变为

$$V_r = \left( s - r - \frac{f + Vd}{R} \right) Q_r - cQ_c - mQ_m$$

使  $V_r$  最大的边界品位为

$$g_r = \frac{c + m}{(1 - \lambda) \left( s - r - \frac{f + Vd}{R} \right) y_c y_r} \quad (3-19)$$

式 (3-19) 即为地下开采情况下, 冶炼厂生产能力约束下最佳边界品位的数学公式。

同样, 在露天开采情况下, 冶炼厂生产能力约束下的最佳边界品位公式:



$$g_r = \frac{c}{(1 - \lambda) \left( s - r - \frac{f + Vd}{R} \right) y_c y_r}$$

### 3.3.3 生产能力平衡条件下的边界品位

矿石量和金属产量是边界品位的函数。选定了边界品位,即可由边界品位的统计分布求出矿石量。矿石量与边界品位的曲线称为边界品位—矿量曲线。从品位分布也可以求得矿石的平均品位,进而得到矿石中的金属量。金属量与边界品位关系的曲线称为边界品位—金属量曲线。使矿岩总量与矿石量之比等于最大采、选能力之比的边界品位,是使采选生产能力平衡的边界品位,称为采选平衡边界品位,记为  $g_{mc}$ ,  $g_{mc}$  应满足下列条件:

$$\frac{Q_c}{Q_m} = \frac{C}{M} \quad (3-20)$$

也就是说,当采场与选厂均以最大生产能力满负荷运行时,在开采  $Q_m$  所需的时间里,选厂能够处理的矿石恰好是以  $g_{mc}$  为边界品位得到的矿石量  $Q_c$ 。

同理,满足条件

$$\frac{Q_r}{Q_m} = \frac{R}{M} \quad (3-21)$$

的边界品位称为采冶平衡边界品位,记为  $g_{mr}$ 。满足条件

$$\frac{Q_r}{Q_c} = \frac{R}{C} \quad (3-22)$$

的边界品位称为选冶平衡边界品位,记为  $g_{\sigma}$ 。

有时边界平衡点可能不在有效的品位分布范围,这时相应的平衡边界品位需要定义为一个极端的值。在下列情况下平衡品位选择品位分布的极小值和极大值:

(1) 平衡品位选择品位分布极小值的情况。

当选矿生产能力大于采矿生产能力时,可确定  $g_{mc}$  为矿石品位分布范围的最小值;

当冶炼生产能力远小于采矿生产能力时,可确定  $g_{mr}$  为矿石品位分布范围的最小值;

当冶炼生产能力远小于选矿生产能力时,可确定  $g_{\sigma}$  为矿石品位分布范围的最小值。

(2) 平衡品位选择品位分布极大值的情况。

当选矿生产能力远小于采矿生产能力时,可确定  $g_{mc}$  为矿石品位分布范围的最大值;

当冶炼生产能力远大于采矿生产能力时,可确定  $g_{mr}$  为矿石品位分布范围的最大值;

当冶炼生产能力远大于选矿生产能力时,可确定  $g_{\sigma}$  为矿石品位分布范围的最小值。

### 3.3.4 最佳边界品位

从上面论述中得到 6 个边界品位,即分别以采、选、冶每个阶段的生产能力为约束条件的边界品位  $g_m$ 、 $g_c$  和  $g_r$  以及使两个阶段生产能力达到平衡的 3 个边界品位  $g_{mc}$ 、 $g_{mr}$  和  $g_{\sigma}$ 。最佳边界品位是这 6 个边界品位之一。

在 3.3.3 节讨论了只考虑采场和选厂情况时的最佳边界品位  $G_{mc}$ 。即

$$\text{当 } g_{mc} \leq g_m \text{ 时, } G_{mc} = g_m \quad (3-23)$$

$$\text{当 } g_{mc} \geq g_c \text{ 时, } G_{mc} = g_c$$

$$\text{当 } g_m < g_{mc} < g_c \text{ 时, } G_{mc} = g_{mc}$$

用同样的分析可以得出只考虑采场与冶炼厂时的最佳边界品位  $G_{mr}$ :

$$\text{当 } g_{mr} \leq g_m \text{ 时, } G_{mr} = g_m \quad (3-24)$$

$$\text{当 } g_{mr} \geq g_r \text{ 时, } G_{mr} = g_r$$

当  $g_m < g_{mr} < g_r$  时,  $G_{mr} = g_{mr}$

同时只考虑选厂与冶炼厂时的最佳边界品位  $G_{cr}$ :

当  $g_{cr} \leq g_r$  时,  $G_{cr} = g_r$  (3-25)

当  $g_{cr} \geq g_c$  时,  $G_{cr} = g_c$

当  $g_r < g_{cr} < g_c$  时,  $G_{cr} = g_{cr}$

最佳边界品位是  $G_{mc}$ 、 $G_{mr}$  和  $G_{cr}$  3 个品位之一。当同时考虑采、选、冶 3 个阶段的约束时, 在任一边界品位处, 企业可能获得的最大现值增量为  $V_m$ 、 $V_c$  和  $V_r$  中的最小者, 如图 3-4 中的粗线所示。因此, 最佳边界品位  $G$  是图 3-4 中粗线的最高点所对应的边界品位。可以证明, 最佳边界品位总是  $G_{mc}$ 、 $G_{mr}$  和  $G_{cr}$  三者中的中间者, 即

$$G = \text{middle value}(G_{mc}, G_{mr}, G_{cr}) \quad (3-26)$$

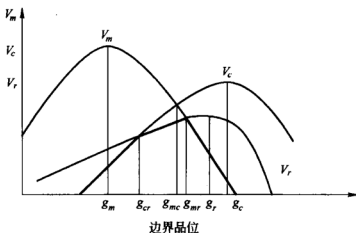


图 3-4  $V_m$ 、 $V_c$  和  $V_r$  随边界品位变化示意图

### 3.3.5 算法步骤和流程

在计算  $g_m$ 、 $g_c$  和  $g_r$  时, 需要用到最大现值  $V$ , 而现值在确定边界品位前是未知的。因此, 求最佳边界品位需要进行迭代运算。在计算  $g_m$ 、 $g_c$  和  $g_r$  时, 先假设一个  $V$  值, 如假设  $V=0$ ,

然后经过迭代运算, 求出最佳边界品位。具体算法步骤和流程框图如下所述。

### 3.3.5.1 算法步骤

第一步: 根据采、选、冶生产能力, 由式 (3-20)、式 (3-21)、式 (3-22) 确定平衡品位  $g_{mc}$ 、 $g_{mr}$ 、 $g_{cr}$ , 由于最大生产能力不变, 所以它们的值不变;

第二步: 令  $V=0$ ;

第三步: 由式 (3-16)、式 (3-18)、式 (3-19) 分别计算  $g_m$ 、 $g_c$ 、 $g_r$ , 由式 (3-23)、式 (3-24)、式 (3-25)、式 (3-26) 确定  $G$ , 并根据品位分布计算边界品位为  $G$  时的总矿量  $Q_\alpha$  和总金属量  $Q_n$ ;

第四步: 计算当边界品位为  $G$  时, 采、选、冶各阶段满负荷运行时所需要的时间  $T_m = Q_{m_i}/M$  ( $Q_{m_i} = Q_\alpha$ )、 $T_c = Q_c/C$ 、 $T_r = Q_n/R$ , 需要时间最长的阶段为瓶颈阶段, 也就是约束整个企业生产能力阶段;

第五步: 计算使瓶颈阶段满负荷运行时其他阶段的年产量, 这一产量小于其对应阶段的最大生产能力;

第六步: 根据各阶段的产量计算年赢利  $P$  和净现值  $V_1$ ;

第七步: 令  $V=V_1$ , 返回到第三步求得最佳边界品位  $G$ , 若新  $G$  与上一次迭代得到的  $G$  不同, 继续迭代, 否则停止迭代, 迭代结果是第一年的最佳边界品位以及对应的开采量;

第八步: 将大于  $G$  的品位按照第一年的开采量 (也就是选矿量) 从总储量中去掉, 小于  $G$  的也减掉相应的比例, 使之保持品位分布不变。重复第二到第七步, 即可求得第二年的最佳边界品位。依此类推, 直到总储量采完为止, 就得到各年的最佳边界品位及各阶段的生产量、利润和现值等。

### 3.3.5.2 流程框图

三阶段优化流程如图 3-5 所示。

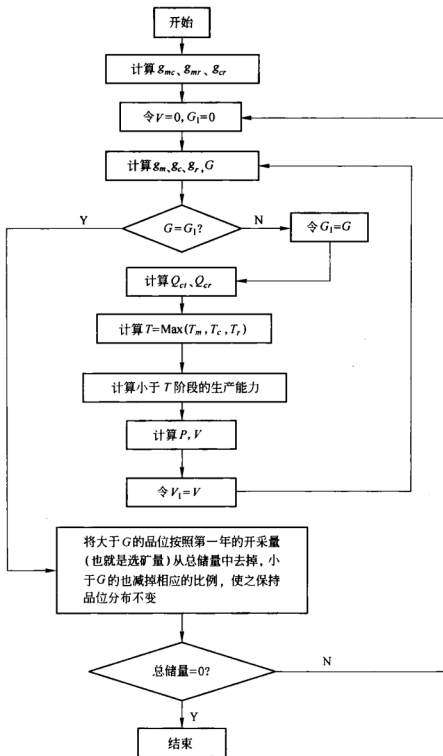


图 3-5 三阶段优化流程

本章论述了矿石储量和平均品位的求解原理和公式，在假设每个取样分担矿石储量相等的条件下，结合研究的具体对象，给出简明的计算表达式。

基于 Lane 法的思路，分析地下开采和露天开采的不同特点，推导采矿、选矿两阶段和采矿、选矿、冶炼三阶段的边界品位优化数学模型，并分别给出算法步骤及流程框图。这些模型，对地下矿山的中、长期的经济决策和短期的生产计划，具有一定的理论指导和实际应用意义。

# 4

## 谦比西铜矿生产概述

### 4.1 矿山概况

#### 4.1.1 地理位置

赞比亚共和国 (Zambia) 位于中部非洲平原, 是一个拥有人口近 1300 万、土地面积约 75 万  $\text{km}^2$  的亚热带的内陆国家。赞比亚—刚果 (金) 铜矿带, 是世界著名的非洲中部的铜矿带, 位于南纬  $12^{\circ}15' \sim 13^{\circ}15'$ , 东经  $27^{\circ}30' \sim 29^{\circ}00'$  的范围内, 长约 150km, 宽约 50km。铜矿带内的矿床赋存于低棕色组沉积岩中, 是世界上大型的沉积矿床之一。

谦比西铜矿 (Chambishi copper mine) 位于赞比亚—刚果 (金) 铜矿带的中部偏南, 即谦比西盆地的北部边缘, 南纬  $12^{\circ}40'$ , 东经  $28^{\circ}00'$ , 在行政区域上属于赞比亚铜带省。矿区距

赞比亚与刚果（金）边界约 30km，距首都卢萨卡（Lusaka）360km，有铁路、公路与首都卢萨卡及铜矿带其他城镇相连接。赞比亚的公路和坦赞铁路可到达南非的德班港（2600km）和坦桑尼亚的达累斯萨拉姆港（2100km）。

### 4.1.2 生产现状

谦比西铜矿自 1987 年 8 月停产后，至今未再恢复生产。绝大部分采矿、选矿等设备被拆转至其他企业使用。目前处于停产状态，有少数留守人员在看护矿区和进行井下排水，以避免矿井被淹。

恢复生产时，部分井巷工程、地表厂房、建（构）筑物等，经检测鉴定和维修后，尚可酌情利用。

#### 4.1.2.1 露天矿

露天矿已于 1978 年 12 月开采完毕并闭坑。露天坑长 1300m，宽 630m，东坑底深 120m，西坑底深 235m。在东坑底有 5 号通风井及风机房和斜坡道出口。

#### 4.1.2.2 地下矿

(1) 3 号竖井为混合井，井筒净直径 6.5m，井深 1021m，井筒内配有提升间、管缆间、梯子间。

主提升机为单绳双筒（卷筒已经变形），卷筒直径 5334mm，电动机功率 3693kW，提升容器为 17.4t 双箕斗。

副提升机为单绳单筒，卷筒直径 4572mm，电动机功率 653kW，提升容器为 2.2m × 4.2m 双层单罐笼配平衡锤，每罐可容纳 126 人。副提升机目前在使用，供井下维护人员升降。

(2) 在露天矿东坑底有 1500 斜坡道已通达 500m 中段。

(3) 已有的 200m、300m、400m、500m 各中段大部分井巷



工程基本完好。中段高度 100m。

(4) 448m 水泵房有 6 台 1300kW 水泵, 排水能力为  $90000\text{m}^3/\text{d}$ , 目前运转基本正常。

(5) 948m 水泵房和清水仓、污水仓已施工完, 并安装有 2 台 2000kW 水泵。

(6) 500m 临时泵房内装有 2 台 250kW 水泵, 每台水泵排水量为  $480\text{m}^3/\text{h}$ 。

(7) 548m 破碎站的破碎设备已拆走。

(8) 920m 破碎站硐室工程已基本施工完, 但未安装设备。

(9) 5 号风井直径为 5.5m, 1 号风井断面为矩形, 各安装一台直径为 3.5m 的离心式扇风机, 电机功率均为 1000kW。5 号风井的风机已坏。

(10) 空压机站。原配置 4 台 GHH5 型透平式空压机, 现只有 2 台完好, 在目前停产维护期间, 一般只开动一台。每台排气量为  $425\text{m}^3/\text{min}$ , 电动机功率为 2430kW。

(11) 地表矿石、废石转载站及向选矿厂运输矿石的总长约 1.8km 胶带运输机的机架和土建围护结构基本完好, 大部分托辊尚在, 胶带已拆走。

## 4.2 矿床地质

赞比亚铜带省矿床分布于卡富埃 (Kafue) 背斜的东北翼和西南翼, 形成北东和南西两个次级矿带, 孔科拉 (Konkola) — 恩昌加 (Nchanga) — 谦比西 (Chambishi) — 恩卡纳 (Nkana) — 卢安厦 (Luansha) 构成南西次级矿带, 谦比西铜矿位于南西矿带中部的谦比西盆地的北缘。铜带省铜矿床根据原岩情况和赋存位置分为泥质型、杂砂岩型和下盘矿化型, 谦比西铜矿主要是原岩为泥质岩的泥质型沉积变质岩型铜矿床。谦比西矿区共包括谦比西主矿体、谦比西西矿体、谦比西下盘矿体和谦比西东南矿体 4 个矿床 (体)。

### 4.2.1 矿区地层

矿区地层主要由基底和加丹加 (Katanga) 系地层构成。基底为卢福布 (Lufubu) 系片岩、石英岩、片麻岩、变质花岗岩和穆瓦 (Muva) 系石英云母片岩。矿区内揭露的加丹加 (Katanga) 系地层主要包括下罗恩 (Lower Roan) 组和上罗恩 (Upper Roan) 组沉积变质岩。

加丹加系地层 (见图 4-1) 是在该地区地壳不断地升降运动中形成的, 为大陆碎屑岩型沉积, 该组地层内各地层之间并不都是连续沉积的。加丹加系地层走向近东西, 倾向南, 倾角  $20^{\circ} \sim 70^{\circ}$ , 在谦比西主矿体分布范围内上缓下陡。由于构造运动, 局部地层发生了较强烈的褶皱。加丹加系地层自下而上划分如下。

#### 4.2.1.1 下罗恩组

下罗恩组如下:

(1) 底部砾岩: 该岩层可进一步分为三层, 由下部巨砾岩、长石砾岩和受剪切的砾岩组成。底部砾岩与上覆地层呈不连续接触。

(2) 长石石英岩层: 其原岩可分为长石砂岩和石英砂岩, 石英砂岩为风成砂岩, 长石砂岩为水成砂岩。

(3) 卵石砾岩: 岩层为两个砾岩层夹  $5 \sim 20\text{cm}$  的泥质板岩层, 角砾为花岗岩和石英岩。

(4) 泥质石英岩: 由泥质片岩和砂质片岩组成。

(5) 下盘砾岩: 为矿区内主矿体的直接底板。角砾主要为长石砂岩, 少量为花岗岩和片岩。

(6) 矿化板岩: 岩层自下而上又分为下盘片岩、泥质板岩矿体和上盘矿化泥质板岩。

(7) 石英岩和泥质岩互层: 自下而上矿物颗粒逐渐变细, 白云石增多, 石英岩中泥质矿物的含量逐渐增多。

地层划分	柱状图	厚度/m	岩石名称
孔代隆古群		>450m	孔代隆古页岩
		>150m	卡孔特韦灰岩
		30m	冰积砾岩
山群	上罗恩组	>300m	穆瓦夏页岩
		>100m	白云岩夹辉长岩床
		>5m	砂质滑石片岩
		15m±	燧石白云岩, 矿区主含水层
		23~27m	黑云片岩、砂板岩和石英岩互层
	下罗恩组	12~24m	顶部石英岩, 矿区主要隔水层
		7~12m	白云质、泥质板岩
		2m	上层石英岩
		3m	白云质、粗砂质泥板岩
		2m	中层石英岩
		10m	砂质板岩夹石英岩
		1~3m	下层石英岩
		10m±	矿化泥质板岩, 矿体直接顶板
		10m±	矿体板岩
		0.20~5m	矿体底板片岩
		0.30~9m	下盘砾岩, 矿体直接底板
		12m	泥质石英岩
		0~6m	粗砾岩(或称漂砾岩)
		0~100m	长石质石英岩
结晶基底		0~67m	底砾岩(仅见于西矿体)
			基底花岗岩

图 4-1 加丹加系地层柱状图

(8) 上部石英岩：为白色到灰白粉红色长石砂岩和长石石英砂岩。

#### 4.2.1.2 上罗恩组

上罗恩组如下：

(1) 片岩和石英岩互层：该岩层由一系列相对较厚的片岩和伴有波状层理和波痕的长石石英岩构成。

(2) 燧石白云岩：为矿区内主要含水层和标志层。含不规则燧石结核、孔状明显的砂糖状白云岩，有洞穴存在。

(3) 砂质滑石岩：主要由绿灰色绿泥质、云母质片状泥质片岩构成。

(4) 白云岩：为白色到粉色块状白云岩，夹薄层状泥质片岩，含大量的燧石、硬石膏和滑石。

(5) 变质侵入辉长岩：为一沿着白云岩层面侵入的侵入岩经区域变质作用而形成。

(6) 上部白云岩：赋存在辉长岩之上。

(7) 拉瓦希亚 (Mwashia) 板岩：为矿区内所见最新的岩层。

#### 4.2.2 矿区构造

谦比西主矿体位于卡富埃背斜西南翼的谦比西—恩卡纳盆地的北缘。矿区内大的褶皱并不发育，但层间褶皱则较发育，特别是矿床的上部和矿化泥质板岩中。矿床上部 200m 水平以上，矿化泥质板岩发生了强烈的东西向拖拽褶皱，拖拽褶皱向西倾伏，倾伏角为  $10^{\circ} \sim 20^{\circ}$ ，形成一系列轴面倾向南的小褶皱，随着矿床深度的增加，褶皱发育程度愈来愈低。

沿着 3 个砾岩层都出现了层间滑动，滑动距离并不大，但形成剪切带。

矿区内只发现了一些小的断裂。在上部石英岩中发现了与

拖拽褶皱有关的小断层。其他断裂均为层间滑动断裂，对矿体无明显的错断。

### 4.2.3 矿区水文地质条件

矿区地处高原丘陵地区，海拔1250~1325m。地面起伏较平缓，坡度2%~4%，植被发育。矿区气候分3个季节，每年11月至次年4月为雨季，温暖湿润。5月~7月为冷季，干燥凉爽。8月~10月为热季，干燥炎热。矿区年平均降雨量为1341mm，年最大降雨量为2697mm。平均蒸发量为2072mm。矿区附近的较大河流为卡富埃河，由矿区东北流过，距矿区10余公里。谦比西溪及其分支流过矿区地表，它们都属于Mwambashi溪的支流。矿区地下水补给条件较好，补给面积大约为67~83km<sup>2</sup>，降雨入渗系数为0.1~0.15。

矿区含水层和隔水层的分布（自下而上）：

基底花岗岩或片岩分布于矿体以北（下盘），为隔水层。地下水对其中的开拓工程没有影响。

基底之上（向南）为厚度不等（0~100m）的长石石英岩及泥质石英岩（矿体下盘）并夹有砾岩层。沿砾岩层通常有剪切带发育，这些剪切带一般为弱的含水层，其余为隔水层。

泥质石英岩之上为含矿页岩层，厚20m左右，矿体赋存其中。据以往资料，矿体为矿区内的主要含水层之一。岩性为细粒黑云母—石英泥板岩组成，夹白云岩条带。矿体厚度8~12m，平均10m，富水性中等，气孔率3%，渗透系数 $K=10^{-6}$  m/s。揭露矿体含水层的放水孔单孔出水量可达850m<sup>3</sup>/d，该层水中含三价铁离子。据500m中段的出水点调查和深部的钻孔资料，含矿页岩层及其上的白云质泥板岩（夹石英岩）层（总厚25m左右）应为一个统一的含水层。目前，该层的出水量可占全矿总水量的30%~50%。

白云质泥板岩的上覆地层为石英岩夹泥板岩，总厚度40m。在未被构造破坏的情况下，该层的隔水性很好，为矿体上方的

主要隔水层。

隔水层之上至地表为白云岩与泥质页岩互层，其中有辉长岩岩床侵入，总厚度大于 100m，含水性不均匀。该层下部 15m 厚的燧石白云岩（上覆 5m 砂质滑石片岩）层为矿区最重要的含水层，岩性为坚硬的重结晶白云岩夹燧石巨砾。以往的疏干过程中全矿曾有 75% 的地下水来自该层。它是 500m 以上开采时疏干的主要对象。疏干钻孔中经常见有溶洞，洞中充填白云质砂。在 400m 中段，1500 剖面以西的放水孔曾钻遇松散的燧石白云岩，松散岩层垮塌约 50m。揭露该层的放水孔单孔涌水量可达  $2000\text{m}^3/\text{d}$ 。

侵入于白云岩中的辉长岩分布面积较大，只在主矿体与西矿体之间缺失。其厚度可达 100m 以上。该层对主矿体中部地下水的补给有一定限制作用。

矿区内不同标高的富水段相连接可以得到一个富水带，同时也是节理发育带。该带由东向西倾伏，倾伏角为  $20^\circ \sim 30^\circ$ 。这一富水带在构造上可能与上述的角砾岩带及强剪切带有关。

矿体及上下盘围岩中层理和劈理很发育，岩体稳定性不好。同时，矿体本身是矿区主要的含水层之一。目前，全矿涌水量为  $21535 \sim 30864\text{m}^3/\text{d}$ 。

已经闭坑的露天坑汇水面积约  $75\text{万 m}^2$ 。矿区正常年份的一日暴雨量为  $50 \sim 70\text{mm}$ ，有记录的一日最大暴雨为  $118\text{mm}$ 。为了防止露天坑汇水直接进入坑内，在露天坑底的西侧和南侧矿体中留有防水矿柱。矿柱的顶宽约 10m，顶面标高约 1098m。在生产的最後几年和矿山维护期间，露天坑正常积水通过泄水管放至井下，暴雨期间水量较大时用浮船泵将水泵至井下。

## 4.2.4 矿体特征

### 4.2.4.1 谦比西主矿体矿体特征

谦比西矿床的矿化基本上被限制在矿化片岩和矿化板岩中，见图 4-2，仅有极少量矿化延伸至下盘角砾岩中，黄铜矿

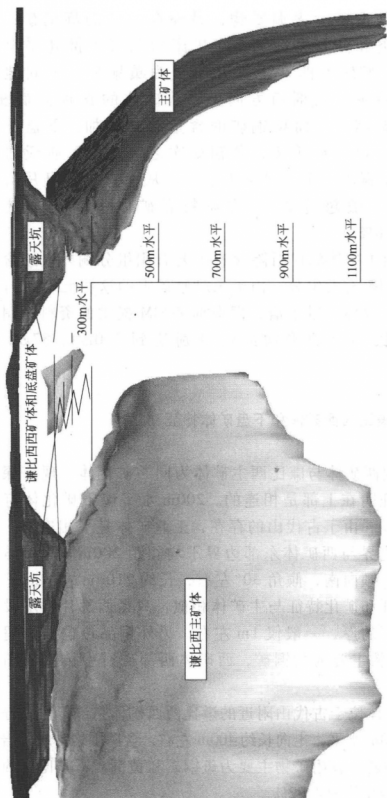


图 4-2 主矿体模型示意图

和斑铜矿是主要的含铜矿物，另外有少量的辉铜矿；铜矿物的种类和分布特征为：在矿床的东端上部几乎全为斑铜矿，在矿床的西端下部几乎全为黄铜矿，中间地带呈现过渡特征；在剖面方向上，从矿体的顶板向底板，黄铜矿逐渐减少，而斑铜矿的含量逐渐增加，下盘片岩中铜矿物以斑铜矿为主，黄铜矿次之，矿化泥质板岩中铜矿物以黄铜矿为主，斑铜矿次之，从而造成下盘片岩中的铜含量一般超过 2%，泥质板岩矿体中铜的含量为 0.8% ~ 1.8%。

谦比西主矿体的矿石除含有主要有用组分铜外，还含有金、银和硒等有益组分；由于未对原矿中的这些元素进行化验，因此，具体含量不清；但根据 ZCCM 提供的资料：铜精矿中金、银和硒的平均品位分别达到 3.0g/t、57g/t 和 75.2g/t。

#### 4.2.4.2 谦比西西矿体和下盘矿体特征

谦比西西矿体与谦比西主矿体为同一矿化体，现有探矿工程已经证明在上部是相连的。200m 水平以下矿化体有一古代山分隔。由于古代山的存在，工业矿体是不相连的，主矿体西部边界与西矿体东部边界平均相距 200m。西矿体走向近东西，倾向南，倾角 30°左右，长约 2100m 左右。矿体的岩石特征和矿化特征与主矿体相似，只是西部片岩层没有主矿体中部的厚，一般仅 1m 左右，另外铜品位也很少超过 4%。铜矿物主要为黄铜矿，西矿体西部矿石中黄铁矿和炭质增加。

下盘矿体位于古代山附近的谦比西西矿体东部下盘，分布于 150 ~ 250m 水平，走向长约 400m 左右，含矿围岩为底砾岩和长石石英砂岩。有用矿物主要为斑铜矿和黄铜矿，其比例约为 6:4。全铜品位为 4.22%。



#### 4.2.4.3 谦比西东南矿体特征

谦比西东南矿体位于谦比西主矿体东南 8km 的钦戈拉—基特韦—穆富利拉公路交叉处,分南北两个区段。北矿段平均厚 11m,位于地表以下 550 ~ 1000m,平面上为长方形,长 700m,宽 450m,倾角 15°左右;南矿段平均厚 5m,位于地表以下 450 ~ 800m,平面上为弧形,总长 1000m,宽 150 ~ 200m,倾角 15°左右。矿石含钴 0.02% ~ 0.28%,平均 0.11%。主要铜矿物为黄铜矿,主要钴矿物为硫铜钴矿。全铜品位为 2.39%。

### 4.3 探矿工程布置、取样

#### 4.3.1 基建期探矿

##### 4.3.1.1 基建期地质探矿

地质探矿 (geological exploration) 是指为了对影响矿床开采的主要地质因素进行充分了解,满足对矿床开发投资风险评估要求,而进行的各种地质研究和工程探矿工作。

##### A 谦比西主矿体地质勘探

为了进一步了解谦比西主矿体的空间赋存位置,基本控制矿体的形态及变化,需要对主矿体的深部,特别是 500 ~ 900m 水平间矿体的具体空间位置进行进一步勘探,以保证中段开拓工程布置的准确、合适。在矿床 500 ~ 700m 水平之间矿体的上盘或下盘,自 500m 水平的坑道中,用坑内钻对矿体作进一步控制;700 ~ 900m 水平之间在矿体的下盘,自 700m 水平的坑道中,用坑内钻对矿体作进一步控制,使钻探工程的探矿网度达到  $(150 \sim 200)\text{m} \times (100 \sim 150)\text{m}$ 。

## B 谦比西西矿体及下盘矿体的地质勘探

下盘矿体距主矿体较近, 品位较高, 设计考虑抓紧探矿, 以探明下盘矿体是否能作为主矿体开采的补充资源。同时, 为了在谦比西主矿体正式全面恢复生产前, 对谦比西西矿体的开发价值作出较准确的评价, 需要在基建中对下盘矿体和谦比西西矿体 500m 水平以上部分, 勘探程度较低的地方进行地质探矿。

谦比西西矿体 500m 水平以上采用地表钻探, 进行补充探矿, 使钻孔控制矿体的网度, 基本达到  $300\text{m} \times 200\text{m}$ 。

下盘矿体地质勘探采用坑探和坑内钻探相结合的方式, 自露天坑近底部北侧 185m 水平, 先向北施工 40m, 然后在下盘矿体的下盘向西施工 750m 沿脉平巷, 并按勘探线施工穿脉, 在沿脉或穿脉巷道中安置坑内钻机, 施工坑内钻。第一阶段的地质探矿工程网度达到  $75\text{m} \times 75\text{m}$  左右。

地质勘探使用岩心钻探。矿心取样采用切割方法进行, 矿心的一半送分析室分析, 矿心的另一半样留在岩心库保存。矿心取样按矿石类型分开进行, 同一种矿石类型样长一般不超过 1.00m。

### 4.3.1.2 基建期生产探矿

生产探矿 (mining exploration 或 stope outline drilling) 是指为了满足开采中采准、切割设计、回采过程中爆破孔设计和进行采矿贫化损失控制管理, 而对矿体的形态、产状和品位变化进行的勘探和研究工作。

根据世界银行及 TECHPRO 采矿和冶金公司对 500m 水平以上, 已开采部分矿体的生产探矿资料和开采后矿体的实际资料对比认为, 部分地段原有生产探矿网度偏稀; 另外, 根据开采中矿块的规模, 本次基本设计一般按  $30\text{m} \times (25 \sim 20)\text{m}$  生产探矿网度布置探矿工程, 对矿体西段上部褶皱区按  $20\text{m} \times 20\text{m}$  生

产探矿网度布置探矿工程。为了保证恢复生产的需要,基建期需要对 700m 中段的部分矿体、500m 中段东部和 400m 中段西部实施生产探矿。

500m 水平以下生产探矿,将钻机安排在分段巷道中施工。500m 水平以上矿体的生产探矿,将钻机安排在 300m、400m、500m 水平的中段巷道中施工。生产探矿使用岩心钻探。矿心取样采用全矿心。矿心取样按矿石类型分开进行,同一种矿石类型样长一般不超过 1.00m。

### 4.3.2 生产期探矿

#### 4.3.2.1 生产期地质探矿

谦比西矿区范围内在生产期的地质探矿工作,主要在 3 个地方进行:谦比西主矿体深部(900m 水平以下)、谦比西西矿体深部(600m 水平以下)和谦比西西矿体上部及谦比西东南矿体。何时及先在何处进行地质探矿工作,有待根据生产期间市场变化和这几处后备采区的远景资源评价,但谦比西主矿体深部(900m 水平以下)的地质探矿工作,应在 900m 水平开拓工程施工时作出安排。

地质勘探使用岩心钻探。矿心取样采用切割方法进行,矿心的一半送分析室分析,矿心的另一半样留在岩心库保存。矿心取样按矿石类型分开进行,同一种矿石类型样长一般不超过 1.00m。

#### 4.3.2.2 生产期生产探矿

生产期生产探矿可参照基建期生产探矿工程布置方式安排,并及时总结探矿资料,根据情况的变化作出调整。

生产勘探使用岩心钻探。矿心取样采用全矿心。矿心取样按矿石类型分开进行,同一种矿石类型样长一般不超过 1.00m。

### 4.3.3 取样数据

整理了矿山 500 ~ 700m 水平的品位样品数据, 包括 53 个剖面的 271 个钻孔 5095 个样品。这里以 1560 剖面 (见图 4-3) 为例, 分析品位分布情况, 该剖面共有 22 个钻孔, 包含 420 个样品, 其品位样品分布曲线见图 4-4, 从分布曲线上看, 样品主要分布在 1.6% ~ 2.0% 之间, 样品的平均品位为 1.96%。

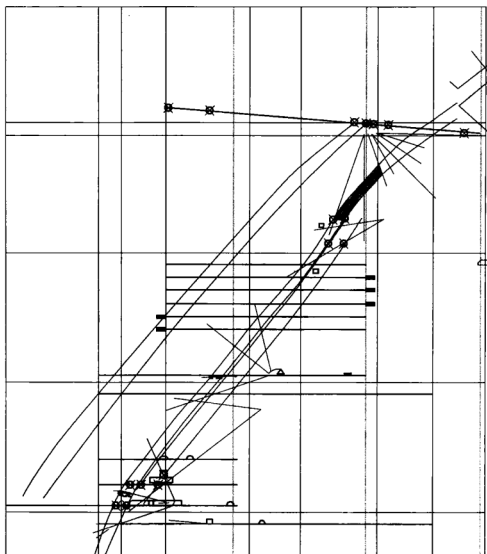


图 4-3 1560 剖面钻孔分布示意图

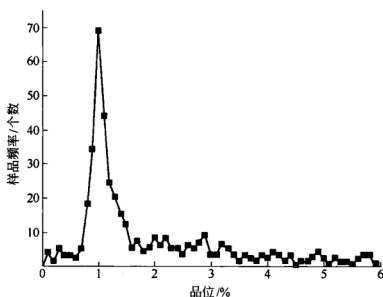


图 4-4 1560 剖面样品品位分布曲线

### 4.3.4 矿体品位变化趋势

从整个矿体取样来看,矿体品位变化情况是:1500 线以东(即东部矿体):以斑铜矿为主(80% 以上),没有明显的富集矿带,顶板出矿体为眼见有较清晰分界(突变),矿体外有约 1m 的 0.7% ~ 0.8% 含品位带;1500 ~ 2290 (中部矿体):底盘以斑铜矿为主,1 ~ 2m 品位 6% ~ 20% 的富集矿带,其他为黄铜矿,品位 1% ~ 3%。

顶板围岩含铜层 2m 左右;2290 线以西(西部矿体):底盘以斑铜矿减少,富矿带品位降低到 3% ~ 6%,其他为黄铜矿,顶板围岩中品位渐变,厚度大。根据矿体品位分布特征,矿体中部、西部有品位优化的必要。

## 4.4 主采区开拓及采矿方法

### 4.4.1 开采范围

谦比西铜矿属于恢复生产项目。谦比西铜矿由谦比西主

矿体、谦比西西矿体和谦比西东南矿体 3 个主要矿体（床）组成，另外，还有规模较小的下盘矿体。根据矿床资源条件、矿床勘探程度、矿物加工性能、谦比西铜矿过去的生产情况和停产后至今的现状，同时根据 1999 年 5 月由北京有色冶金设计研究总院编制的“可研报告”，本次基本设计的主要对象为谦比西主矿体。对西矿体安排了补充探矿，对于品位高、规模较小的下盘矿体，本次设计已安排了补充探矿工程量。其探采结合方案设计另行考虑。由于东南矿体勘探程度不够，因而不具备进行开发的条件，故本次设计暂不考虑。

谦比西主矿体 900m 以下为远景资源。基本设计的开采范围是位于 900m 以上的主矿体。

#### 4.4.2 矿床开采技术条件

谦比西主矿体位于卡富埃背斜西翼，谦比西—恩卡纳盆地的北翼。矿体走向东西，倾向南。矿体出露地表，地表走向长度 1200m，地表以下走向长度先增加而后又缩短，在 650m 水平走向长度达 2250m，而在 900m 水平，走向长度为 1800m。矿体产状与谦比西—恩卡纳盆地北翼岩层产状一致，为一向南倾斜的单斜构造，距地表浅部受局部褶皱影响，局部矿体变得平缓厚大，这部分矿体已用露天开采工艺回采完毕；200m 水平以下（西端除外）矿体呈单斜状，总的趋势是矿体上部倾角缓，下部倾角陡；沿走向东部倾角陡，西部倾角缓；500m 以上西部，矿体平均倾角  $43^\circ$ ，平均厚度 12.7m；500m 以上东部，矿体平均倾角  $47^\circ$ ，平均厚度 6m；500 ~ 600m 水平平均厚度 9m，平均倾角  $50^\circ$ ；600 ~ 700m 水平平均厚度 9m，平均倾角  $55^\circ$ ；700 ~ 800m 水平平均厚度 7.2m，平均倾角  $60^\circ$ ；800 ~ 900m 水平平均厚度 7.3m，平均倾角  $70^\circ$ 。

矿体直接上盘围岩是矿化泥质板岩,该岩层厚度约10m,其岩性与矿体相近,直接上盘围岩下部的矿页岩为粉砂质淤泥板岩,而上部则为砂质泥板岩。矿体上盘边界要通过取样化验确定,而并非地质学上岩性界限。下盘片岩是矿体与下盘直接围岩下盘砾岩的分界线,该层矿石含铜品位很高,过去生产在300~400m水平沿走向中部,厚度达3m,而品位曾高达15%~20%。沿走向东西两侧下盘片岩逐渐变薄到1m或更薄,其品位相对位于其上的矿页岩仍较高,但很少超过4%。综合有关资料和过去生产经验,谦比西主矿体铜品位赋存的特点是:上部高,下部低;东部高,西部低;下盘高,上盘低。

矿体间接上盘围岩有石英岩、石英岩与泥质板岩互层、白云泥质板岩、片岩与石英岩互层和燧石白云岩等,其中对开采影响最大的是距直接上盘约60m处的燧石白云岩,该岩层是矿区主要含水层之一。矿体本身是矿区另一主要含水层。位于矿体和燧石白云岩之间的隔水层主要是位于矿体上盘35m处的上石英岩层,其导水系数远小于 $1 \times 10^{-6} \text{ cm/s}$ 。矿体间接下盘有泥质石英岩、中砾砾岩、长石石英岩、基底砾岩和基底花岗岩。采矿的大部分脉外采准工程均在泥质石英岩和中砾砾岩内。根据谦比西矿过去生产经验,当脉外沿脉巷道处于中砾砾岩内时,巷道需用密集锚杆支护。

过去谦比西矿生产经验和铜带省其他矿山生产经验均表明,对采矿贫化率影响最大的是矿体倾角和各种矿体缺陷(节理、裂隙、层面和劈理等)的密度和产状两大因素。谦比西矿原总地质师Tinkler和英国的Golder公司对500m以上沿脉和穿脉巷道以及500m以下金刚石钻探的岩心进行了广泛的节理统计,对过去生产采场的顶板进行了激光测量,并据此对谦比西矿体和上盘围岩进行了岩体分级。根据他们的研究成果,影响矿体上盘和矿体本身稳定性的主要是岩层的层理和三组主要节理。层理产状与矿体产状相同;A组节理产状 $80 \sim 90/180$ ;B

组节理产状  $50 \sim 70/250$ ；C 组节理产状  $80/270$ 。按 Barton 巷道指数分级，谦比西矿岩分为两大类，其中之一  $Q = 5.4$ ，另一类  $Q = 1.7$ ；按 Laubscher 的岩体质量指数分级，与  $Q$  值对应的  $RMR$  值分别为 32 和 21。第一类岩体中等稳定，第二类岩体稳定性较差。基于上述岩体的稳定性分析，可以把谦比西主矿体分为以下几个部分：500m 以上西区，矿体倾角小于  $50^\circ$ ，岩体中等稳定；500m 以上东区的 200m 以上，矿体倾角小于  $50^\circ$ ，岩体稳定性较差；500m 以上东区，200 ~ 500m 之间矿体倾角  $50^\circ \sim 55^\circ$ ，岩体稳定性中等；500 ~ 700m 之间沿走向西半部，矿体倾角小于  $55^\circ$ ，岩体稳定性较差；其余部分矿体倾角大于  $55^\circ$ ，岩体稳定性中等或中等以上。

### 4.4.3 采矿方法

根据谦比西矿体开采技术条件，并吸取过去矿山生产的经验和教训，结合中国矿山生产的成功经验，本次基本设计选择采用以下几种采矿方法：分段崩落法，分段空场法，分段空场嗣后充填法，机械化盘区上向分层充填法（以下简称分层充填法）。各种采矿方法应用区域如下：

500m 以上西部的褶皱区，位于主矿体西端，矿山以前生产期间始终采用分段高度为 10m 的垂直走向分段崩落采矿法（sub-level caving，分段出矿巷道呈鱼脊式布置）。实践证明，这种方法用于褶皱区的回采是比较成功的，因此确定该区继续使用这种方法。停产前回采的最后一个分段水平是 306m，恢复生产将从 316m 分段开始自上而下回采，直至约 400m 水平褶皱消失。300m 以上约有 1540kt 矿量作为露天坑排水设施的保安矿柱，考虑到 300m 以上通往矿体的进路均处在已采空区的崩落范围内，故暂时不开采这部分矿量，待将来西矿体开发时再一并考虑。用分段崩落采矿法回采的矿量约 940kt，约占主矿体回采矿量的 4%。

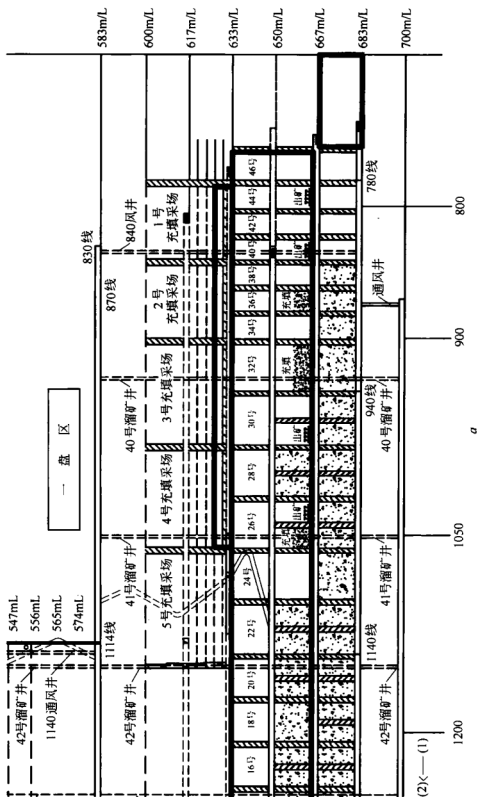


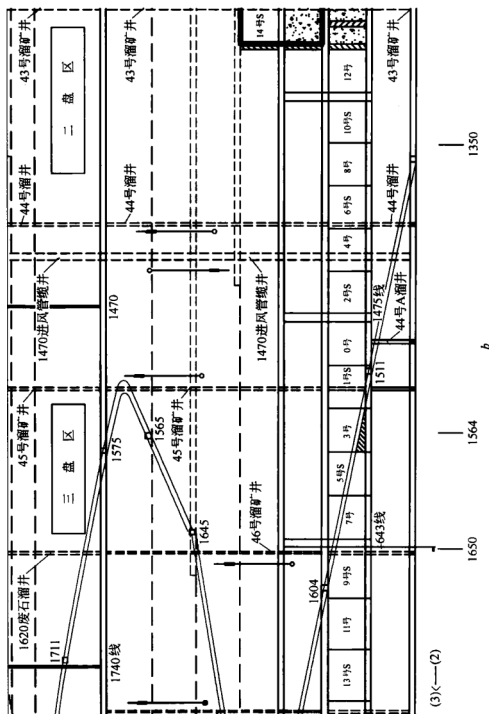
500m 以上西部非褶皱区即 400 ~ 500m 之间, 1950 剖面以西这部分矿石储量 1420kt, 约占主矿体回采矿量的 5%。矿体平均倾角  $44^{\circ}$ , 水平厚度为 16 ~ 22m。根据过去生产经验, 并结合岩土工程力学研究结果, 该区段仍将采用谦比西矿停产前广泛使用的瀑布式分段空场采矿法 (mechanised open stoping)。

500m 以上东区, 矿体倾角平均  $55^{\circ}$ , 平均厚度 3 ~ 10m, 矿岩稳定性自较好到差不等, 尤其是 300m 以上矿体处于沿走向自东向西侧边的剪切破碎带内, 矿岩稳定性差, 矿体倾角小于  $50^{\circ}$ 。该区段矿石品位一般高于 3%, 甚至达 4%。分层充填采矿法是回采经济价值高及岩体不稳固矿石最有效的方法之一。这种方法当采用机械化设备后, 大大提高了生产效率, 并且有利于局部高品位矿石的回收, 能适应矿体形态的复杂变化, 可减少回采损失率和贫化率。故确定该区段采用分层充填采矿法。该区段回采矿量约 2450kt, 占主矿体回采矿量的 9%。

500 ~ 900m 之间矿体的矿量占主矿体回采矿量的 82%, 矿量约 21300kt, 是恢复生产的主要采区。岩土工程力学研究表明: 主要采区矿岩稳固性中等, 大部分矿体倾角  $55^{\circ}$  ~  $70^{\circ}$ , 综合考虑矿岩稳固性和生产效率, 认为该区段大部分矿体宜采用分段空场嗣后充填采矿法。但在 500 ~ 700m 之间, 1950 剖面以西部分矿体 (主要在 500 ~ 633m 之间) 倾角小于  $55^{\circ}$ , 且位于剪切破碎带内, 矿岩稳固性比较差。经研究认为, 这部分矿体用分层充填法或分段空场嗣后充填法 (二) (分段高度 16.5m) 回采, 在技术上都是可行的。本次设计对其进行了详细的技术经济比较。

500 ~ 900m 之间其他矿段均采用分段空场嗣后充填法。当矿体倾角在  $55^{\circ}$  ~  $60^{\circ}$  时, 分段高度为 16.5m; 当矿体倾角大于  $60^{\circ}$  时, 分段高度为 33m; 800 ~ 880m 之间矿体倾角大部分在  $70^{\circ}$  以上, 分段高度可为 40m。采场布置图见图 4-5。





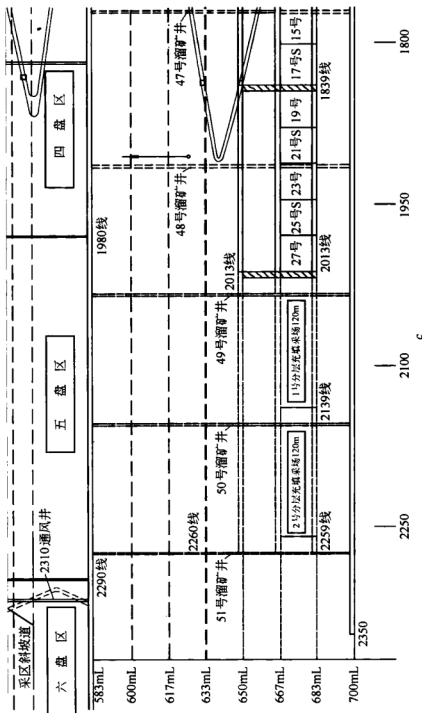


图 4-5 全矿采场布置

a—图 1; b—图 2; c—图 3

### 4.4.4 回采工艺

#### 4.4.4.1 分段崩落法 (SLC)

分段崩落法 (采准设计见图 4-6) 主要应用于主矿体 300 ~ 400m 标高的 A6 褶皱区, 走向长度约 150m。按照矿山开采现状确定阶段高度为约 100m, 即从 306m 分段开始采至 400m 水平, 直至 A6 褶皱区消失为止。矿块垂直走向布置, 矿块长度约 150m。分段高度 10m。

主要采准切割工程有: 斜坡道, 采场联络道, 回采进路, 矿石溜井, 回风天井, 切割槽等。采场联络道从原分段空场法采场底盘出矿沿脉西端掘进通达矿体。分段之间以斜坡道连通。回采进路由联络道向两侧掘进呈鱼脊形布置。进路尺寸为 3.6m × 3.3m, 间距为 10m。

阶段回采顺序由上而下。分段回采由上盘向下盘, 矿块回采由两侧向中央推进。上下相邻的分段, 回采进路呈菱形布置。切割槽在回采进路的端部, 用无切割天井深孔拉槽法形成。

#### 4.4.4.2 分段空场法 (MOS)

分段空场法 (采准设计见图 4-7) 采场矿房沿走向长 25m, 间柱 6m, 顶柱 6m。分段高度仍采用 16.5m。阶段高度 100m。

采准切割布置: 从 2010 斜坡道向各分段水平掘进通路, 在每一分段水平平行矿体走向布置三条巷道, 即离开下盘边界约 15m 的出矿沿脉、靠近矿体与下盘围岩交界处的凿岩巷道 (矿体内) 以及离开下盘边界约 5m 的矿柱回收凿岩巷道。自出矿沿脉向矿体掘进出矿进路, 间距 10m。在出矿进路端部掘集矿漏斗。出矿沿脉和出矿进路尺寸为 3.6m × 3.3m, 凿岩巷道断面为 3.3m × 3.3m。通过凿岩巷道掘进切割平巷和切割天井, 切割天井用深孔爆破成井, 然后拉切割槽。切割平巷断面 3.3m × 3.3m, 切割天井断面 3.3m × 2m。

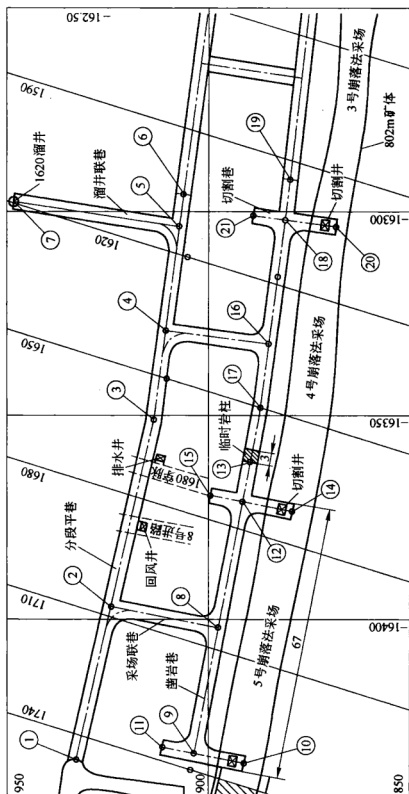


图 4-6 分段崩落法采准设计

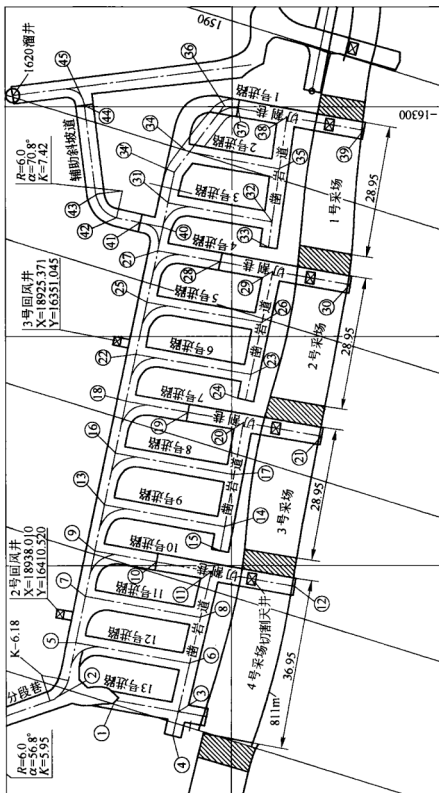


图 4-7 分段空场法采准设计

采场回采用扇形中深孔侧向崩矿，炮孔直径  $\phi 76\text{mm}$ ，最小抵抗线  $2.2\text{m}$ ，扇形孔孔底距  $3.3\text{m}$ 。爆破用 ANFO 炸药，装药车装药，非电起爆。

#### 4.4.4.3 分层充填法 (MC&F)

分层充填法（采准设计见图 4-8）采场沿走向布置，长  $60\text{m}$ ，每 2 个采场间留  $3\text{m}$  永久间柱，每 2 个采场为一个盘区。采场分层高度  $3.3\text{m}$ ，每 5 个分层为一个分段，分段高度  $16.5\text{m}$ 。

分层充填法以盘区为回采单元并进行采准切割布置。采切工程有：盘区采准斜坡道、脉外矿石溜井、分段联络道、采场进路、充填滤水井、人行通风天井、拉底巷道等。每个盘区布置一条采准斜坡道，一条脉外矿石溜井。在盘区中央、矿体下盘掘进采准斜坡道及分段联络道，自分段联络道掘进进路通达矿体，进路断面  $4.0\text{m} \times 3.6\text{m}$ 。通过采场进路，在矿体内沿走向掘进水平拉底巷道，巷道断面  $3.6\text{m} \times 3.3\text{m}$ （矿体厚度小于  $4\text{m}$  时，实际上就是巷道采矿），然后刷大至矿体水平厚度形成拉底层。在采场远端部掘进人行通风天井，井内设梯子。在盘区中央矿柱内掘充填滤水井，上部做充填井，下部架设顺路滤水井。采场进路自分段联络道先以  $-15\%$  坡度下掘到达矿体，随逐层采矿而逐层挑顶垫底形成逐层采场进路，以适应每分层回采进路的要求，采场进路最终坡度为  $+15\%$ 。每采完 5 个分层后重新自分段联络道掘进采场进路。采准斜坡道布置应离开矿体下盘砾岩层。

分层充填法应用于  $500 \sim 633\text{m}$  之间 1950 线以西部分矿体时，由于其东部及下部采用分段空场嗣后充填法（二），该方法分段高度亦为  $16.5\text{m}$ ，故 1950 线以西部分矿体分层充填法采准布置时也可以考虑直接将分段空场嗣后充填法（二）下盘沿脉向西延伸，从下盘沿脉掘进采场进路，而不采用盘区斜坡道采准布置方式。生产中可以根据实际情况灵活确定两种采矿方法的分界线及采准布置方式。但是从下盘沿脉掘进进路的采准布



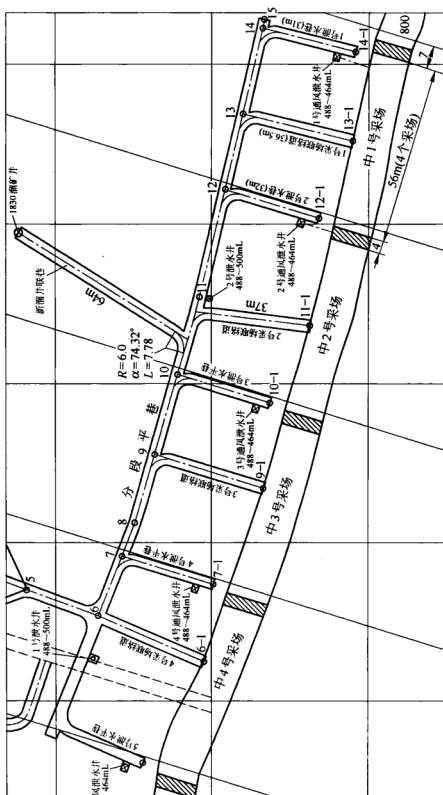


图 4-8 分层充填法采设计

置方式工程量较斜坡道采准布置方式稍大，故本次设计暂按斜坡道采准布置方式计算。

#### 4.4.4.4 分段空场嗣后充填法（BOS1、BOS2）

该方法主要应用于 500 ~ 900m 之间的矿体。根据岩土工程力学研究成果和矿床赋存条件，初步确定矿块尺寸如下：矿块沿走向布置，矿房长度 27m，矿房之间留 3m 永久间柱。880 ~ 800m 之间的采场分段高度 40m，500 ~ 633m 之间 1950 剖面以西为分层充填法；其余矿段矿体倾角  $55^{\circ} \sim 60^{\circ}$  时，分段高度为 16.5m，称为分段空场嗣后充填法（二），其余部分分段高度 33m，称为分段空场嗣后充填法（一）。

采准切割工程主要有：下盘沿脉巷道，矿石溜井，出矿进路，凿岩硐室及其联络道（作为上一分段的出矿进路），拉底层，切割天井等。每一分段水平在下盘脉外距矿体约 15 ~ 20m 掘进下盘沿脉巷道，自下盘沿脉垂直矿体走向掘进出矿进路，随后在矿体内靠近下盘掘进拉底巷道并刷大至矿体水平厚度，形成凿岩和出矿水平。凿岩硐室用  $1.5\text{m} \times 1.5\text{m}$  网度，2 ~ 2.2m 长的锚杆护顶。从凿岩硐室以长锚索支护矿体上盘围岩。继续向上回采时，下面一个分段凿岩水平作为上面一个分段的出矿水平（充填时，不充满，充至与原凿岩硐室底板平齐为止）。采场切割天井利用深孔爆破成井，然后用深孔崩矿拉开形成切割槽。用于切割的深孔在回采凿岩时一次打成，分次爆破。

回采：凿岩采用孔径为  $\phi 89 \sim \phi 102\text{mm}$  电动液压深孔凿岩台车，自分段上部凿岩硐室向下打平行炮孔，侧向崩矿，每次爆破 1 ~ 2 排炮孔，孔网参数  $2.5\text{m} \times 2.4\text{m}$ 。用装药车装粒状 ANFO 炸药，非电起爆。出矿用铲斗容积为  $5.6\text{m}^3$  的 ST1000 铲运机从分段下部的出矿进路出矿，将矿石倒入附近矿石溜井，下放到主运输水平。

采场充填：采场出矿完毕即进行充填准备和充填工作。当

有废石充入采场时先进行废石充填,然后在出矿进路中构筑充填挡墙并在采场中安装泄水管路,随后进行分级尾砂充填。坑内废石用坑内卡车运输卸入采空区充填。

上述采矿方法的设计采用比例见图 4-9。

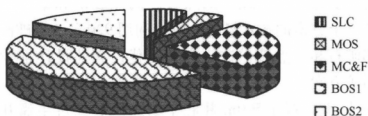


图 4-9 设计每种采矿方法所占的比例

## 4.4.5 开拓运输系统

### 4.4.5.1 开拓运输系统的确定

矿山停产前地下开采已历经多年,形成了相对完整的开拓系统。设计恢复生产的开拓系统必须充分利用矿山已有井巷工程和设施。因此,恢复生产时只要对部分设备、设施和工程进行更换、修改和补充完善即可形成矿山以前生产时的开拓系统,即下盘侧翼 3 号竖井和斜坡道联合开拓系统。利用 3 号竖井(混合井,直径 6.5m)提升矿石、人员和材料;露天坑东侧坑底 6 号平硐(即 1500 斜坡道)供无轨设备通行。根据选择的采矿方法和矿量分布特点,恢复生产后采矿作业分为 3 个区,即 500m 以上东采区,500m 以上西采区和 500~900m 的中央采区。500m 以上东、西两采区回采的矿石经采区矿石溜井放至 500m 水平装有轨矿车运往 3 号竖井旁侧卸入主溜井,矿石经地下破碎后,由 3 号竖井提至地面。500m 水平有轨运输巷道现有的轨道和牵引网路维护保养较好,只需分别向东西两侧进行少量延伸即可形成 500m 以上矿石回采的完整运输系统。500m 以下回采的矿石,经采区溜井下放至 700m 有轨运输水平,然后装有轨

矿车用电机车牵引运往 3 号竖井井底车场卸矿站,经主溜井下放至下部破碎硐室进行破碎,由 3 号竖井提至地面。矿山已有两个破碎硐室,即 548m 和 920m 两个破碎站,经过基建完善和安装设备后,可以实现 500m 以上和 500m 以下分两个点破碎和装箕斗提升至地表,但经过两点破碎两点装矿和集中一点破碎一点装矿两个方案的技术经济比较,利用 920m 一个破碎站集中破碎全部矿石和一点装矿这一方案更优,因此设计推荐一点破碎一点装矿方案。

500m 以上矿石在 500m 井底车场卸矿后经过主溜井直接放到 920m 破碎站与 500m 以下生产矿石一起集中破碎;500m 以下采矿运输中段水平根据首采地段为 700m,所以确定 700m 水平为初期的有轨运输水平,当生产转入 900m 后,将形成 700m 和 900m 两个运输中段。900 ~ 500m 之间回采的矿石均放至 920m 破碎站与 500m 以上回采矿石一起集中破碎。

#### 4.4.5.2 回采顺序的确定

根据推荐的采矿方法和各自适用的区段,确定总体回采顺序如下:西区的回采顺序是自上而下,也就是首先从 306m 用分段崩落法采矿,随后用分段空场法回采原来分段空场法采区剩下的 500m 以上矿体;东区采用分层充填采矿法,鉴于 500m 以上中段已经基本形成了完整的开拓运输系统,因此设计推荐自下而上的回采顺序,即从 500m 向上推进,直到东区全部采完为止;500m 以下的中央采区,根据首采中段的不同,有多种回采顺序。

500m 以下矿体赋存的特点是:上部矿体厚度较大(水平厚度 10 ~ 20m),下部矿体厚度较小(水平厚度 7 ~ 9m);上部矿体原矿品位较高(2.67% ~ 2.78%),下部矿体原矿品位较低(2.44% ~ 2.56%);上部矿体倾角缓(50° ~ 55°),下部矿体倾角陡(60° ~ 70°)。

根据矿体赋存特点、矿山已有工程现状和拟采用的采矿工

艺,综合考虑影响矿山经济效益的各种因素,500~900m之间的开采顺序可能有以下三种方案:

方案一,首采600m方案。沿用矿山停产前的开采顺序,从600m中段首先开始回采,然后逐段下移(中段高度100m),采矿方法由原来的分段空场法和分段崩落法改为分段空场嗣后充填采矿法,这一方案的主要优点是充分利用矿山已有工程,基建工程量最小,基建时间短,但是由于要每100m形成一个运输中段,投产不久就会形成两个以上运输中段同时作业的局面,总的工程量将增加,劳动定员增加,生产成本较高,且每两个中段中间要求留一定量的矿柱,全矿总的损失率较大,矿山服务年限较短;

方案二,首采700m方案。首先开拓700m中段并形成运输中段,当500~700m矿量开采一定量后,随着回采工作面布置的变化,投产6~7年后将在900m形成新的运输中段,并在相当一段时间内实现700m和900m两个大中段同时生产。这个方案可以比较充分地利用上部矿石品位高的特点,改善矿山初期生产的经济效益,与下面方案三相比可以减少部分基建工程量,实现尽早出矿;

方案三,首采900m方案。从900m中段开始由下而上连续回采。鉴于矿山停产前已基本形成了900m以上矿石回采的提升、运输、排水和破碎等系统,可以充分发挥充填法的优越性,不留中间矿柱,实现自下而上的总体回采顺序,也就是矿山一开始就开拓900m中段并向上连续回采。这种方法的突出特点是只形成一个运输中段(900m),生产期间不再需要集中二次投入工程,不会发生基建和生产相互影响的矛盾,矿山总的工程量少(省掉其他两个方案在900m以上需建运输中段的工程量,省掉上部中段的石门工程量),该方案的缺点是矿山基建工程量稍偏大,建设周期偏长,初期出矿品位较低。

综合考虑矿山初期和总体效益,“可行性研究”对这3个方案进行了全面的技术经济比较,通过比较推荐方案二,即首采

700m 方案。

#### 4.4.5.3 设计开拓运输系统概述

谦比西矿恢复生产后的开拓系统仍为 3 号竖井和斜坡道联合开拓,即利用 3 号竖井提升矿石、人员、材料和设备,6 号平硐(即 1500 斜坡道)用于无轨设备通行、零散人员上下和部分材料运输。恢复生产后,生产初期有两个有轨运输中段,即 500m 中段和 700m 中段。500m 运输中段服务于 500m 以上东、西两个采区,700m 运输中段服务于 500~700m 之间的矿体回采。采区实现全无轨化采矿,矿石经采区溜井下放到运输水平装矿车运至 3 号竖井旁侧卸入主溜井中。生产第七年时在 900m 中段将形成新的有轨运输系统,最终矿山共有 500m、700m 和 900m 3 个有轨运输水平。矿车用电机车牵引至相应水平 3 号竖井旁侧卸矿站,通过矿石溜井将矿石放到 920m 破碎站破碎。破碎后的矿石装箕斗由主提升机提升至地表。生产期间的废石(采切巷道均为无轨掘进)用铲运机装入坑内卡车,卡车沿中央斜坡道将废石运到上部相关中段倒入采空区或储存废石的溜井。

### 4.5 谦比西铜矿成本及价格分析

根据第 3 章成本构成的讨论,结合谦比西铜矿的实际情况,在 2005 年技术经济条件下,对该矿成本进行分析。分析过程按照可变成本和不变成本分类,可变成本主要分析采矿成本和选矿成本。

#### 4.5.1 可变成本

##### 4.5.1.1 采矿成本

采矿成本包括开拓后的掘进、回采(这里仅对分段崩落采

矿方法成本分析)、井下运输、破碎、提升、排水、通风、地表运输、废石运输与排放、生产探矿等费用组成,下面结合对矿山 2005 年实际发生的费用进行计算。

掘进成本的构成见表 4-1,是每立方米的价格,根据实际采切比,每吨矿石分摊  $0.121\text{m}^3$  的掘进成本。

表 4-1 掘进成本的构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元· $\text{m}^{-3}$
1	辅助材料	美元			19.345
1.1	铵油炸药	kg	1.277	3.5	4.468
1.2	非电雷管	个	2.213	1.2	2.656
1.3	导爆管	m	0.682	4.5	3.067
1.4	钻头(45)	个	226.875	0.008	1.815
1.5	钻杆(L3500R35)	根	728.333	6.00E-04	0.437
1.6	钎尾(R35)	根	478	5.00E-04	0.239
1.7	连接套	个	177.143	7.00E-04	0.124
1.8	轮胎(ST1000)	个	2877.5	4.00E-04	1.151
1.9	润滑油	升	2.3	0.1	0.23
1.10	水 泥	kg	0.199	3	0.598
1.11	锚 索	m			
1.12	锚 杆	根	6.93	0.1	0.693
1.13	其 他	美元			3.869
2	动 力	美元			2.023
2.1	电	kW·h	0.055	23.28	1.279
2.2	柴 油	升	0.62	1.2	0.744
3	维修费	美元			5.12
4	人工费	人			1.883
	合 计	美元			28.372

回采成本构成见表 4-2 (分段崩落采矿法)。

表 4-2 回采成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料				1.607
1.1	铍油炸药	kg	1.34	0.35	0.469
1.2	非电雷管	个	2.32	0.1	0.232
1.3	导爆管	m	0.721	0.14	0.101
1.4	钻头 (76)	个	500	2.50E-04	0.125
1.5	钻杆 (L1800T45)	根	983.333	6.00E-05	0.059
1.6	钎尾 (T45)	根	516.667	6.00E-05	0.031
1.7	钻 管	根	1120	5.00E-05	0.056
1.8	轮胎 (ST1000)	个	3020	1.00E-04	0.302
1.9	润滑油	L	2.433	0.03	0.073
1.10	水 泥	kg			
1.11	锚 索	m			
1.12	锚 杆	根			
1.13	其 他				0.161
2	动 力				0.404
2.1	电	kW·h	0.058	2.5	0.144
2.2	柴 油	L	0.65	0.4	0.26
3	维修费				1.007
	合 计				3.018

井下运输成本构成见表 4-3。

表 4-3 井下运输成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料	美元			0.066
2	电	kW·h	0.054	1.78	0.097
3	维 修	美元			0.391
4	人工费	人			0.097
	合 计	美元			0.652



破碎成本构成见表 4-4。

表 4-4 破碎成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料	美元			0.022
2	电	kW·h	0.054	0.7	0.038
3	维 修	美元			0.087
4	人工费	人			0.01
	合 计	美元			0.157

提升成本构成见表 4-5。

表 4-5 提升成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料	美元			0.176
2	电	kW·h	0.054	7.64	0.419
3	维 修	美元			0.178
4	人工费	人			0.046
	合 计	美元			0.819

排水成本构成见表 4-6。

表 4-6 排水成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料	美元			0.013
2	电	kW·h	0.054	3.58	0.195
3	维 修	美元			0.026
4	人工费	人			0.009
	合 计	美元			0.244

通风成本构成见表 4-7。

表 4-7 通风成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料	美元			0.037
2	电	kW·h	0.054	10.49	0.575
3	维 修	美元			0.175
4	人工费	人			0.053
	合 计	美元			0.84

地表运输成本构成见表 4-8。

表 4-8 地表运输成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料	美元			0.029
2	电	kW·h	0.054	0.77	0.043
3	维 修	美元			0.101
4	人工费	人			0.019
	合 计	美元			0.191

废石运输及排放地表运输成本构成见表 4-9。

表 4-9 废石运输及排放地表运输成本构成

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	柴 油	L	0.616	1.729	1.065
2	润滑油及其他	美元			0.267
3	轮 胎	个	3600	8.00E-05	0.288
4	维 修	美元			0.715
5	人工费	人			0.173
	合 计	美元			2.508

采矿经营成本见表 4-10。

表 4-10 采矿经营成本

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	掘 进	m <sup>3</sup>	28.372	0.121	3.433
2	回 采	t	3.534	0.854	3.018
3	运 输	t	0.652	1	0.652
4	破 碎	t	0.157	1	0.157
5	提 升	t	0.819	1	0.819
6	排 水	m <sup>3</sup>	0.244	6.636	1.621
7	通 风	t	0.84	1	0.84
8	地表矿石运输	t	0.191	1	0.191
9	废石运输与排放	t	2.508	0.177	0.444
10	生产探矿	m	88.857	0.007	0.622
11	其他成本	美元			2.202
	合 计	美元			13.999

#### 4.5.1.2 选矿成本

选矿成本见表 4-11。

表 4-11 选矿成本

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1	辅助材料	美元			1.793
1.1	钢 球	kg	0.927	1	0.927
1.2	衬 板	kg	1.268	0.25	0.317
1.3	起泡剂	kg	4.15	0.02	0.083
1.4	黄 药	kg	1.6	0.03	0.048
1.5	筛 网	m <sup>2</sup>	25.5	0.002	0.051

续表 4-11

序号	项 目	单位	单价/美元	单位消耗	单位成本 /美元·t <sup>-1</sup>
1.6	胶 带	m <sup>2</sup>	33.333	0.003	0.1
1.7	叶 轮	套	8900	1.00E-05	0.089
1.8	其 他	美元			0.18
2	动 力				1.454
2.1	电	kW·h	0.059	24.49	1.454
2.2	水	m <sup>3</sup>			
3	人工费	人			0.349
4	维修费	美元			0.768
5	不可预见费	美元			0.436
	合 计	美元			4.8

### 4.5.2 不变成本

不变成本包括管理费用、财务费用和销售费用，2005 年谦比西铜矿不变成本 1100 万元。其中管理费用 461.4 万元占 42%、财务费用 110.5 万元占 10%、销售费用 528.1 万元占 48%。

### 4.5.3 铜精矿价格

由于矿产资源是不可再生资源，加上西方主要大国经济强劲地发展，我国经济正处于快速发展阶段，经济发展需要大量基础原材料，电网建设、城市轨道及铁路交通等基础设施均需要消耗大量的铜材。由此可见，由于经济发展所带来的铜消费增长不可逆转。结果 2003 年以后价格持续大幅度上涨，图 4-10 所示为从 2000 ~ 2006 年国际金属铜价格曲线。由于铜精矿通过冶炼后变成金属铜，需要运费和与冶炼相关的费用，品位是 40% 的铜精矿价格占铜金属价格的 35% ~ 38% 左右。

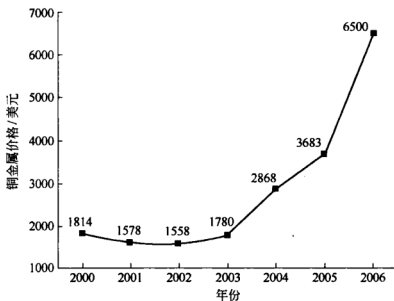


图 4-10 2000 ~ 2006 年铜价格示意图

以上介绍了矿山的概况,包括地理位置以及矿山的现状。以及矿床特征和矿区地层、构造和水文地质情况等。探矿工程布置和针对一个剖面对品位分布情况进行统计分析。针对矿床的赋存条件,采矿方法的选择情况,并对每种采矿方法的回采过程进行了描述。对矿体品位分布特征进行了描述,说明品位优化的必要性。以矿山 2005 年实际消耗情况,对可变成本中的采矿成本和选矿成本作了较为详细的成本计算,不变成本的构成进行了讨论。最后简单讨论了近几年铜金属价格上涨的原因,并给出了 2000 ~ 2006 年国际铜金属价格。

# 5

## 谦比西铜矿边界品位优化

为了验证第2章和第3章建立的边界品位动态优化模型的正确性以及所开发的软件动态规划优化系统(DPOS1.0)和矿山经济决策系统(MEDS1.0)(简介分别见附录2和附录3)的运行效率,本章以赞比亚谦比西铜矿作为研究对象,针对所收集矿山已有数据(勘探线600~2730,500~700水平之间)进行优化,并对两种优化方法取得的结果作以比较。DPOS1.0不仅可以求得各优化单元的开采矿量、边界品位、累计的生产年限以及现值等结果,还可以通过动态规划网络图,直观地得到各优化单元之间所有可能的决策和该优化问题的最优策略。基于Lane思路推导的数学模型,开发的相应系统MEDS1.0,不仅能够对研究对象整体优化,而且还可以任取部分进行优化,弥补了传统现值法假设优化范围品位分布不变的局限性。

## 5.1 动态规划法对边界品位的优化

### 5.1.1 优化单元的确定

根据本书第2章对优化单元划分的讨论,将研究对象(勘探线600~2730,500~700水平之间)范围内划分为12个优化单元。以采用分段崩落法为例,贫化率为12%,矿房沿矿体走向布置,长度27m,矿房之间留3m永久间柱。采场分层高度3.3m,每5个分层为一个分段,分段高度16.5m。优化单元划分考虑矿体的物理特征,尽量做到每个优化单元所包含的矿量大小较为平均。根据主运输巷道和提升竖井的位置,优化单元的开采顺序按从上到下、从矿体两翼到中间。划分的优化单元的范围按照开采顺序先后排列情况见表5-1。

表5-1 优化单元的划分及开采顺序

优化单元	勘探线	水 平	品位数量	开采顺序
1	600 ~ 1050	500 ~ 600	576	1
2	2340 ~ 2730	500 ~ 600	559	2
3	1050 ~ 1350	500 ~ 600	576	3
4	2040 ~ 2340	500 ~ 600	832	4
5	1350 ~ 1710	500 ~ 600	599	5
6	1710 ~ 2040	500 ~ 600	1119	6
7	600 ~ 1050	600 ~ 700	623	7
8	2310 ~ 2730	600 ~ 700	2409	8
9	1050 ~ 1320	600 ~ 700	623	9
10	1950 ~ 2310	600 ~ 700	554	10
11	1320 ~ 1620	600 ~ 700	623	11
12	1620 ~ 1950	600 ~ 700	975	12

### 5.1.2 优化单元的品位分布

目前系统收集的 500 ~ 700m 水平之间共有 5316 个样品数据。现在, 利用开发的 MEDS1.0 系统, 对每个优化单元品位分布进行考察。结果表明: 优化单元 1 和优化单元 3 由于不能形成自己的品位分布, 该两个优化单元的品位分布取其组成的区域形成的品位分布。同样, 优化单元 7、9 和 11 的品位分布取其组成区域形成的品位分布。这样落在各优化单元的品位数分别是: 优化单元 1 和 3 都是 576 个, 优化单元 2 是 559 个, 优化单元 4 是 832 个, 优化单元 5 是 599 个, 优化单元 6 是 1119 个, 优化单元 7、9 和 11 是 623 个, 优化单元 8 是 2049 个, 优化单元 10 是 554 个, 优化单元 12 是 975 个。12 个优化单元形成的 9 个品位分布的样品数量之和大于总的品位数量, 是因为在两个优化单元之间的公共剖面统计时重复计算。各优化单元的品位分布情况见图 5-1 ~ 图 5-5。

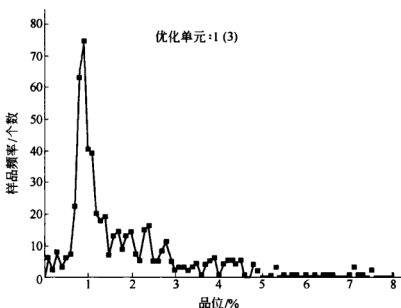


图 5-1 优化单元 1 (3) 的品位分布



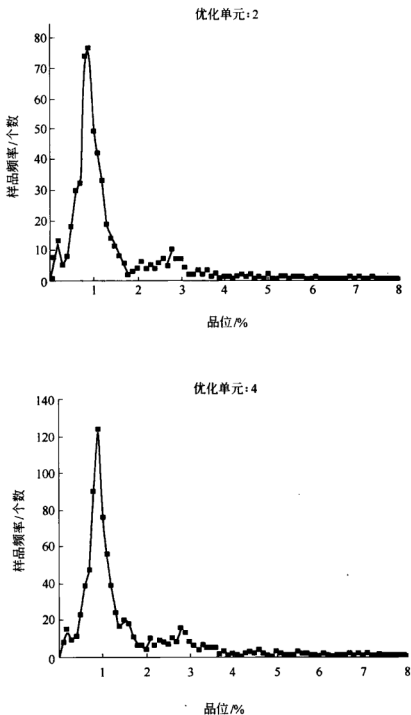


图 5-2 优化单元 2、4 的品位分布

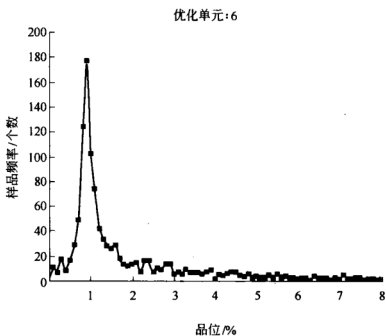
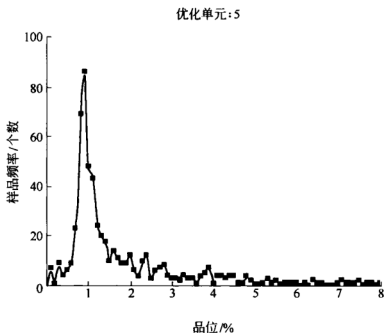


图 5-3 优化单元 5、6 的品位分布

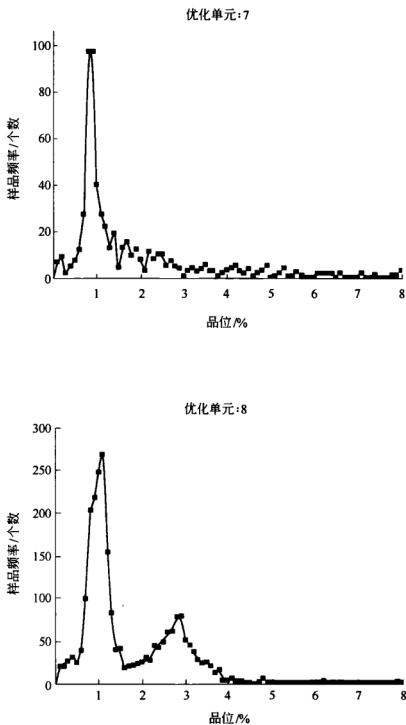


图 5-4 优化单元 7 (9、11)、8 的品位分布

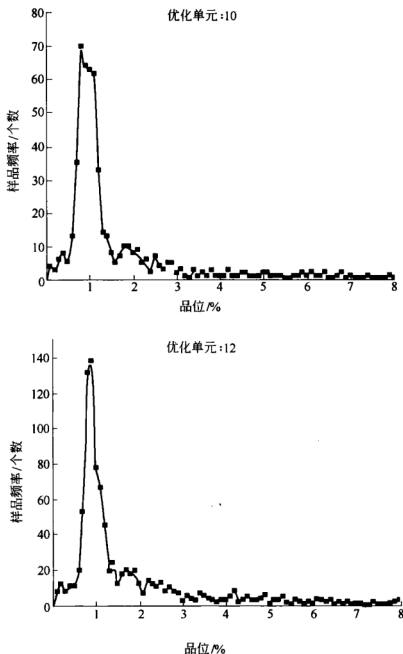


图 5-5 优化单元 10、12 的品位分布

### 5.1.3 优化单元的边界品位—矿量曲线

根据每个优化单元的品位分布曲线,按照各自的品位分布

统计其边界品位—矿量曲线。利用开发的 MEDS1.0 系统, 统计出各优化单元的边界品位—矿量曲线。为了更直观起见, 将优化单元的边界品位—矿量曲线和其品位分布曲线同时绘出, 见图 5-6 ~ 图 5-11。

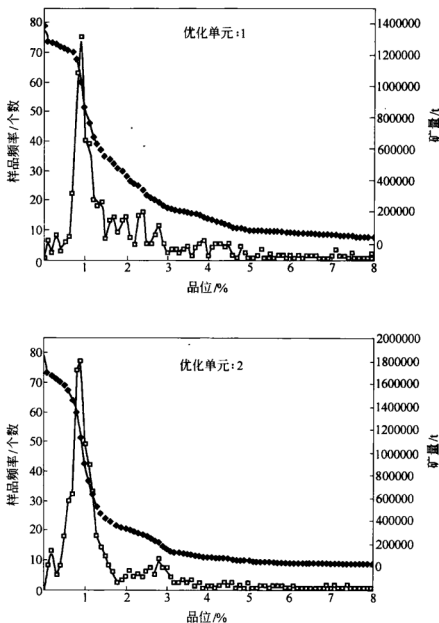


图 5-6 优化单元 1、2 的品位分布与品位—矿量曲线

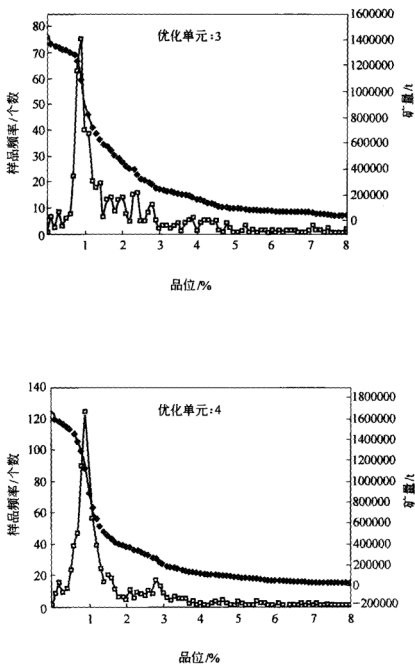


图 5-7 优化单元 3、4 的品位分布与品位—矿量曲线

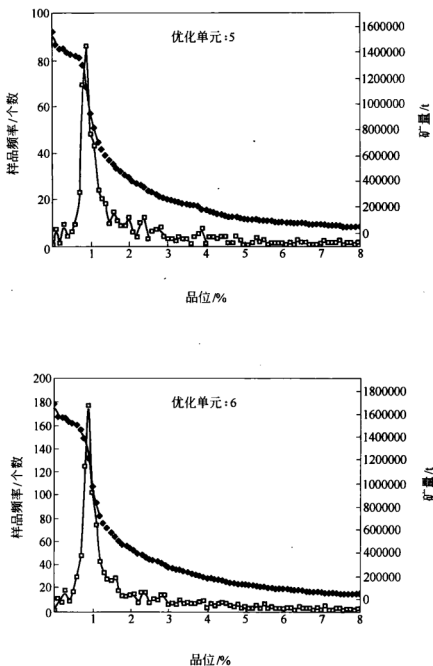


图 5-8 优化单元 5、6 的品位分布与品位—矿量曲线

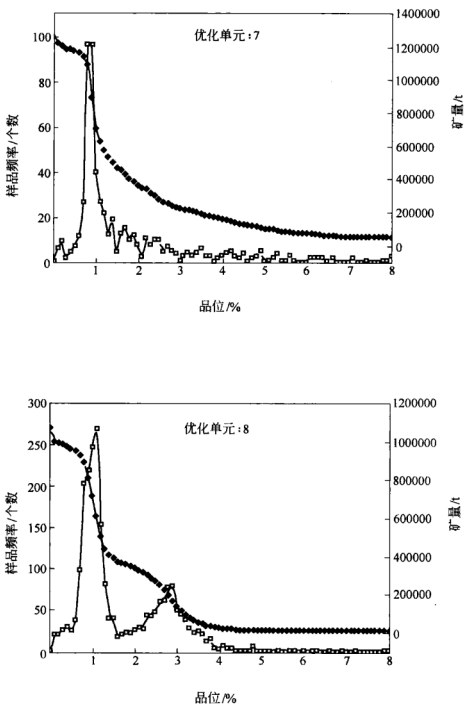


图 5-9 优化单元 7、8 的品位分布与品位—矿量曲线



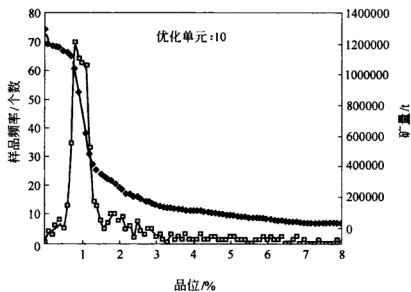
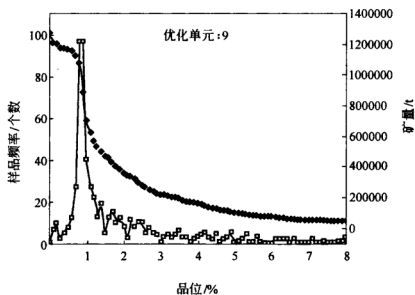


图 5-10 优化单元 9、10 的品位分布与品位—矿量曲线

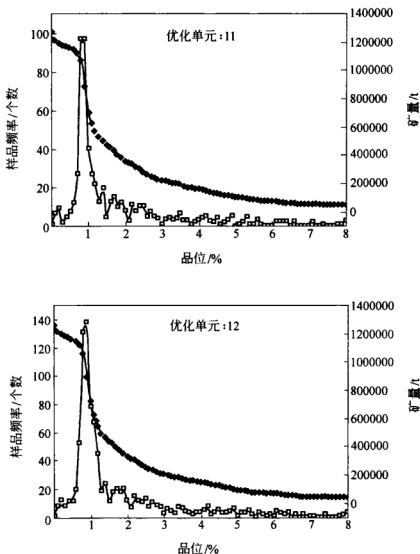


图 5-11 优化单元 11、12 的品位分布与品位—矿量曲线

### 5.1.4 动态规划优化法对边界品位优化的计算

#### 5.1.4.1 品位段和步长

品位段和步长的预确定, 以及每个优化单元在品位段内各品位对应的矿量和金属量根据技术经济指标和各优化单元的品

位—矿量曲线, 预确定品位段为 0.6% ~ 1.7%, 步长  $\Delta g$  为 0.1%。每个优化单元在品位段上对应的矿量和金属量, 见表 5-2 ~ 表 5-7。

**表 5-2 选定的品位区间内优化单元 1 和 2 所对应的矿量和金属量**

品位段/%	阶段 1 矿量/t	阶段 1 金属量/t	阶段 2 矿量/t	阶段 2 金属量/t
0.6	1230022.698	25638.55069	1539370.99	29849.88366
0.7	1214396.275	25542.05753	1448283.949	29118.68244
0.8	1165284.661	25192.13728	1351124.439	28218.74248
0.9	1024646.857	24056.48702	1126443.071	23870.90753
1	857220.9	22545.46775	892653	19560.7143
1.1	767927.0563	20572.02358	743877.5	16298.43193
1.2	680865.5586	19047.32562	616355.6429	13861.88775
1.3	636218.6367	18156.08934	516159.898	12069.57943
1.4	596036.407	17299.12405	461507.6735	11192.4841
1.5	553621.8313	16403.49787	419000.3878	10316.05218
1.6	537995.4086	16205.61266	385601.8061	9669.119379
1.7	508974.9094	15630.51343	361311.9286	9360.716876

**表 5-3 选定的品位区间内优化单元 3 和 4 所对应的矿量和金属量**

品位段/%	阶段 3 矿量/t	阶段 3 金属量/t	阶段 4 矿量/t	阶段 4 金属量/t
0.6	1299491.171	27086.54915	1457749.286	26031.51523
0.7	1282982.208	26984.60631	1383529.675	24820.28543
0.8	1231096.898	26614.92347	1294085.528	24881.1398
0.9	1082516.238	25415.13464	1122809.502	23428.9332
1	905634.5	23818.77696	886829.2	21192.72486
1.1	811297.5729	21733.8778	742196.1116	17803.79081
1.2	719319.069	20123.06888	635624.3622	16170.41318
1.3	672150.6055	19181.4979	561404.7511	15025.66037
1.4	629698.9883	18276.13344	515731.1442	14176.28448
1.5	584888.9479	17329.92463	485282.073	13493.38127
1.6	568379.9857	17120.86339	447220.7339	13011.3915
1.7	537720.4844	16513.28405	412965.5288	12403.68846

表 5-4 选定的品位区间内优化单元 5 和 6 所对应的矿量和金属量

品位段/%	阶段 5 矿量/t	阶段 5 金属量/t	阶段 6 矿量/t	阶段 6 金属量/t
0.6	1372644.446	28391.9025	1496727.845	29534.73589
0.7	1351046.893	28258.53761	1455818.224	29282.11898
0.8	1295853.148	27865.28218	1388105.749	28799.6676
0.9	1130271.912	26528.2137	1213181.854	27387.15714
1	923895.3	24665.66478	963492.1	25133.70712
1.1	808708.3535	22340.84123	819603.0895	22513.49352
1.2	705520.0473	20598.19532	715213.023	20753.31654
1.3	647926.574	19534.87822	655964.6069	19668.94004
1.4	599932.013	18559.1032	609412.28	18706.46292
1.5	556736.9081	17625.59459	571324.0125	17830.10337
1.6	532739.6275	17321.70503	534646.4215	17365.6367
1.7	499143.4348	16672.66258	495147.4775	16637.43664

表 5-5 选定的品位区间内优化单元 7 和 8 所对应的矿量和金属量

品位段/%	阶段 7 矿量/t	阶段 7 金属量/t	阶段 8 矿量/t	阶段 8 金属量/t
0.6	1164433.578	23744.3814	947833.4436	16178.04211
0.7	1140869.998	23598.87629	931677.1917	16078.27725
0.8	1087851.943	23221.12265	890665.1677	15786.06658
0.9	897379.6717	21683.05905	806569.8054	15106.99653
1	706907.4	19964.0468	716260.5	14291.95505
1.1	628362.1333	18221.52988	613937.5714	12607.71964
1.2	575344.0783	17113.22867	502915.1226	11093.6945
1.3	532144.1817	16279.50307	439118.6408	10170.70233
1.4	506616.97	15629.63622	405149.0856	9561.30632
1.5	469307.9683	14832.43613	388578.5709	9147.7013
1.6	459489.81	14708.10388	371593.7932	8932.61457
1.7	433962.5983	14196.96123	364137.0616	8729.39533

表 5-6 选定的品位区间内优化单元 9 和 10 所对应的矿量和金属量

品位段/%	阶段 9 矿量/t	阶段 9 金属量/t	阶段 10 矿量/t	阶段 10 金属量/t
0.6	1150316.06	23456.50603	1144802.428	20037.51158
0.7	1127038.164	23312.76502	1116616.004	19863.46042
0.8	1074662.896	22939.59124	1040729.48	19322.76893
0.9	886499.898	21420.17503	888956.4306	18097.20156
1	698336.9	19722.00397	750192.5	16844.85708
1.1	620743.9111	18000.61321	613596.7558	14708.19881
1.2	568368.6436	16905.74898	479169.198	12892.59799
1.3	525692.4997	16082.13141	407619.0462	11847.63187
1.4	500474.7783	15440.14351	377264.4364	11241.76904
1.5	463618.1086	14652.60862	349078.013	10652.36382
1.6	453918.985	14529.78377	331732.5217	10432.70919
1.7	428701.2636	14024.83818	320891.5896	10166.95675

表 5-7 选定的品位区间内优化单元 11 和 12 所对应的矿量和金属量

品位段/%	阶段 11 矿量/t	阶段 11 金属量/t	阶段 12 矿量/t	阶段 12 金属量/t
0.6	1147447.093	23398.00389	1147381.92	22393.57697
0.7	1124227.253	23254.62138	1122573.662	22240.38598
0.8	1071982.613	22882.37832	1056831.779	21771.97507
0.9	884288.9067	21366.75164	893097.2784	20449.81897
1	696595.2	19672.81594	721920.3	18904.94674
1.1	619195.7333	17955.71844	625168.0949	17042.85132
1.2	566951.0933	16863.58488	542060.4315	15669.34089
1.3	524381.3867	16042.02147	486241.8516	14732.14197
1.4	499226.56	15401.63473	462674.0067	14138.77434
1.5	462461.8133	14616.06401	432904.0974	13464.76933
1.6	452786.88	14493.54549	418019.1428	13276.27371
1.7	427632.0533	13989.85927	395691.7108	12824.41331

### 5.1.4.2 矿量增量 $\Delta Q$ 的计算以及开采阶段各状态矿量 $Q(i,j)$ 的确定

根据各优化单元的边界品位—矿量曲线, 确定动态规划各开采阶段每个状态的开采矿量, 矿量增量  $\Delta Q$  取 1/2 品位步长  $\Delta g$  的矿量左右。这里确定  $\Delta Q$  的大小, 优化单元 1 品位段最小品位 0.6% 对应的矿量 1230022.698t 减去最大品位 1.7% 对应的矿量 508974.9094t 除以 23 的值。

$$\Delta Q = (1230022.698 - 508974.9094) / 23 = 31349.90384t$$

第 1 阶段各状态的矿量是: 优化单元 1 在品位段对应的最小矿量 508974.9094t 为状态  $S(1,1)$  的矿量  $Q(1,1)$ , 每增加一个  $\Delta Q$  就是一个状态, 同时得到该状态的矿量, 直到增加到最大矿量 1230022.698t。由于  $\Delta Q$  是优化单元 1 品位段内最大最小值之差除以 23 得到的, 加到第 24 个状态  $S(1,24)$  的矿量  $Q(1,24)$  刚好等于最大值 1230022.698t。

第 2 阶段各状态的矿量是: 优化单元 2 和优化单元 1 在品位段内对应的最小矿量之和  $361311.9286 + 508974.9094 = 870286.838t$ , 在品位段内对应的最大矿量之和  $1539370.99 + 1230022.698 = 2769393.688t$ 。最小矿量之和 870286.838t 是优化单元 2 的状态  $S(2,1)$  的矿量  $Q(2,1)$ ,  $870286.838t + \Delta Q$  ( $\Delta Q$  为 31349.90385t) 是状态  $S(2,2)$  对应的矿量  $Q(2,2)$ , 依此类推, 直到加到其值小于最大矿量 2769393.688t (也就是再加一个  $\Delta Q$  就大于这个最大值), 那么这个值是第 2 阶段的倒数第二个状态的矿量, 最大矿量是第 2 阶段的最后一个矿量。优化单元 2 共有 62 个状态。

同样地, 得到第 3 阶段至第 12 阶段的状态个数分别为: 86、120、148、180、203、221、244、271、294、318。由于状态数较多, 这里不给出每个状态的矿量。

### 5.1.4.3 边界品位优化计算

使用矿山 2005 年的技术经济参数。有关经济技术参数: 采

矿和选矿的生产能力都是  $M = C = 103$  万  $t/a$ , 采矿费用  $m = 14$  美元/ $t$ , 贫化率为  $\lambda = 12\%$ , 选矿费用  $c$  为  $4.8$  美元/ $t$ , 选矿回收率  $y_c$  为  $96\%$ , 精矿品位  $g_j$  为  $40\%$ , 精矿价格  $j$  为  $1300$  美元/ $t$ , 折现率  $d$  为  $10\%$ , 不变费用  $f$  为  $1100$  万美元/ $a$ 。

利用动态规划边界品位优化的计算机应用系统 (DPOS1.0), 对该案例进行优化计算。DPOS1.0 分两个版本, 一个是保留日志, 即在运行过程中将所有计算的公式以及结果写文本中, 便于检查系统的运行结果; 另一个是没有保留日志。系统在 P4CPU2.66G 内存为 256M 的微机运行, 保留日志的版本需要 6 小时左右, 不保留日志的版本需要 5 个半小时左右。系统需要判断  $1.1223 \times 10^{26}$  次决策, 其中有效决策数为 46871 个。由于有效决策数量比较多, 在附录 4 仅给出部分有效决策, 其中粗体表示的有效决策组成该优化问题的最优策略。

#### 5.1.4.4 边界品位优化结果

根据以上各优化单元之间有效决策的计算, 得到每个优化单元最佳边界品位、开采矿量以及现值, 优化结果见表 5-8。各优化单元的边界品位和开采矿量如图 5-12 所示, 由于各优化单元状态比较多, 各状态之间的有效决策和该问题的最佳策略的动态规划优化网络图非常大, 文章中没有给出。

表 5-8 动态规划边界品位优化结果

优化单元	1	2	3	4	5	6
最优策略	$S(1,12)$	$S(2,43)$	$S(3,55)$	$S(4,70)$	$S(5,83)$	$S(6,98)$
边界品位/%	1.004	0.808	0.905	1.002	1.015	0.999
开采矿量/ $t$	853823.852	1333158.948	913919.33	883214.087	906692.185	965396.035
现值 $NPV(i,j)$	33203918.34	64105931.43	93120365.78	114920356.6	140154524.4	163684440.2
优化单元	7	8	9	10	11	12
最优策略	$S(7,107)$	$S(8,118)$	$S(9,127)$	$S(10,141)$	$S(11,150)$	$S(12,161)$
边界品位/%	0.995	1.007	0.993	0.993	0.993	0.989
开采矿量/ $t$	716111.732	708986.005	710850.398	759790.244	709781.188	740540.653
现值 $NPV(i,j)$	181883524.8	191041314.7	206670810.8	217220038.9	231043827.7	242816764.2

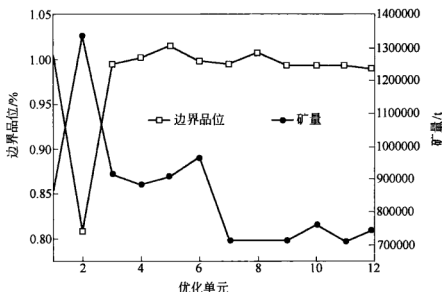


图 5-12 各优化单元的边界品位和开采矿量

通过优化结果可以看出, 优化单元 1 到 12 的边界品位和开采矿量分别是 1.004% 和 853823.852t、0.808% 和 1333158.948t、0.905% 和 913919.33t、1.002% 和 883214.087t、1.015% 和 906692.185t、0.999% 和 965396.035t、0.995% 和 716111.732t、1.007% 和 708986.005t、0.993% 和 710850.398t、0.993% 和 759790.244t、0.993% 和 709781.188t、0.989% 和 740540.653t, 共开采矿石 10202264.66t, 开采时间近 10 年, 最大现值为 24281.68 万美元。边界品位优化结果在 0.808% ~ 1.015% 之间, 系统优化结果符合矿山实际并对矿山生产和计划具有指导意义。

## 5.2 最大现值法对边界品位的优化

### 5.2.1 优化对象的品位分布及边界品位—矿量曲线

为了便于两种边界品位优化方法的比较, 最大现值法同样采用勘探线 600 ~ 2730, 500 ~ 700 水平之间范围作为优化对象。



现值法优化的特点是,品位分布在整个优化范围内假设是一致的。利用 MEDS1.0 系统,对优化对象进行品位分布统计和边界品位—矿量统计,得到相应的分布曲线,见图 5-13 和图 5-14。

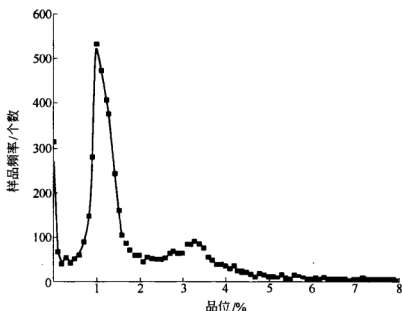


图 5-13 优化对象的品位分布曲线

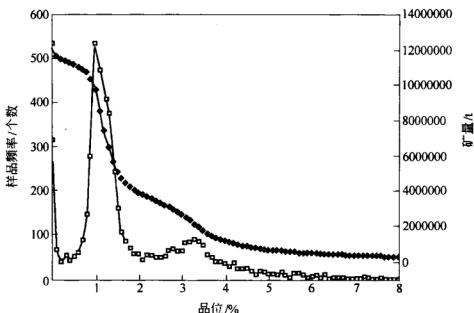


图 5-14 优化对象的品位分布与品位—矿量曲线

## 5.2.2 边界品位优化结果

技术经济参数同动态规划优化法：采矿和选矿的生产能力都是  $M = C = 103$  万 t/a，采矿费用  $m = 14$  美元/t，贫化率为  $\lambda = 12\%$ ，选矿费用是 4.8 美元/t，选矿回收率为 96%，精矿品位为 40%，精矿价格为 1300 美元/t，折现率为 10%，不变费用为 1100 万美元/a。利用 MEDS1.0 系统，计算的结果见表 5-9。从优化结果上看：矿山开采时间为 11 年 5 个多月，边界品位前 7 年为 0.9%，第 8、9 年为 0.8%，第 10 年为 0.7%，最后 2 年为 0.6%，共开采矿石 11772981.72t，总现值为 24905.2 万美元。每年的边界品位和开采矿量如图 5-15 表示。

表 5-9 现值法最佳边界品位优化结果

年	边界品位/%	开采选矿量/t	精矿产量/t	年盈利/美元	现值/美元
1	0.9	1030000	48762.074	36551695.72	249051990.2
2	0.9	1030000	48762.074	36551695.72	237405493.6
3	0.9	1030000	48762.074	36551695.72	224594347.2
4	0.9	1030000	48762.074	36551695.72	210502086.2
5	0.9	1030000	48762.074	36551695.72	195000599.1
6	0.9	1030000	48762.074	36551695.72	177948963.3
7	0.9	1030000	48762.074	36551695.72	159192163.9
8	0.8	1030000	44848.072	29964787.42	113590119.7
9	0.8	1030000	44848.072	29964787.42	94984344.25
10	0.7	1030000	42562.931	24901502.55	61926351.2
11	0.6	1030000	41578.332	24771120.29	42991200.5
12	0.6	442981.719	17654.985	4045420.398	3677654.91

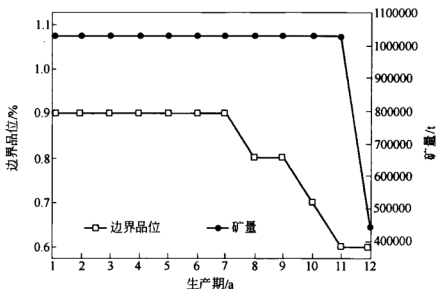


图 5-15 最大现值法优化的边界品位和矿量年度曲线

### 5.2.3 现值法优化的主要局限性

用现值法对边界品位优化, 尽管考虑了采矿、选矿能力之间的平衡品位, 资金的时间价值, 但是也有一定的局限性, 主要表现在:

- (1) 对优化的对象作为整体, 假设其品位空间分布是一致的;
- (2) 没有考虑矿体的开采顺序。

本书作者开发的矿山经济决策系统 (MEDS1.0), 不仅可以对整个矿体作为优化对象, 还可以选取任意勘探线和水平之间的范围作为优化对象, 同时可以使用多套经济技术参数方案, 在很大程度上弥补了该优化方法的局限性。

## 5.3 两种优化结果的比较

本章 5.1 节和 5.2 节分别使用动态规划法和现值法, 采用相

同的技术经济参数,对同一优化对象进行优化计算,这里分别从以下3个方面对计算结果进行比较:

(1) 边界品位:动态规划法将优化对象分成12个优化单元(动态规划的阶段),除优化单元1、3和优化单元7、9、11分别使用同一品位分布外,其余优化单元都有各自的品位分布。按照一定的开采顺序,优化的结果是:从优化单元1到12的边界品位分别是1.004%、0.808%、0.905%、1.002%、1.015%、0.999%、0.995%、1.007%、0.993%、0.993%、0.993%、0.989%。现值法将优化对象作为整体考虑,只有一个品位分布,不考虑矿体的开采顺序,优化的结果是,边界品位前7年为0.9%,第8、9年为0.8%,第10年为0.7%,最后两年为0.6%。

(2) 开采的矿石量和开采时间:动态规划优化法,12个优化单元共开采矿石10202264.66t,开采时间近10年。现值优化法开采矿石11772981.72t,开采时间为11年5个多月。现值法多开采矿石1570717.06t,开采时间延长1年6个月。

(3) 现值:用动态规划法所得现值:24281.68万美元,用现值法优化所得现值:24905.2万美元。最大现值法多获得现值623.52万美元。由于最大现值法没有考虑矿体的开采顺序和矿体各区段品位空间分布,该方法得到的现值大多是合理的。

本章采用谦比西铜矿2005年技术经济参数,运用动态规划法和现值法对主矿体500~700m水平范围边界品位进行优化,对两种优化方法取得的结果做了比较。得到以下结论:

(1) 基于两种优化方法的数学模型,作者开发了相应的计算机软件系统:动态规划优化系统(DPOS1.0)和矿山经济决策系统(MEDS1.0)。DPOS1.0不仅可以求得各优化单元的开采矿量、边界品位、累计的生产年限以及现值等结果,还可以通过动态规划网络图,直观地得到各优化单元之间有效的决策集合和该优化问题的最优策略。MEDS1.0不仅可以对整个矿体作为优化对象,还可以选取任意勘探线和水平之间的范围作为优

化对象,同时能够使用多套经济技术参数方案,弥补了传统现值法假设优化范围品位分布不变的局限性。该系统基于谦比西铜矿开发的,可以应用于其他同类矿山,是一个相对通用的矿山经济决策软件。

(2) 以谦比西铜矿为例,动态规划法将优化范围划分为 12 个优化单元(动态规划的阶段),每个优化单元有自己的品位分布,按照一定的开采顺序。优化的结果是:优化单元 1 到 12 的边界品位和开采矿量分别是 1.004% 和 853823.852t、0.808% 和 1333158.948t、0.905% 和 913919.33t、1.002% 和 883214.087t、1.015% 和 906692.185t、0.999% 和 965396.035t、0.995% 和 716111.732t、1.007% 和 708986.005t、0.993% 和 710850.398t、0.993% 和 759790.244t、0.993% 和 709781.188t、0.989% 和 740540.653t,共开采矿石 10202264.66t,开采时间近 10 年,最大现值为 24281.68 万美元。边界品位优化结果在 0.808% ~ 1.015% 之间,系统优化结果符合矿山实际并对矿山生产和计划具有指导意义。

(3) 最大现值法与动态规划法相同的优化范围和经济技术参数,不考虑开采顺序,在优化范围内按照同一品位分布,得到的优化结果是:矿山生产时间为 11 年 5 个多月,边界品位前 7 年为 0.9%,第 8、9 年为 0.8%,第 10 年为 0.7%,最后两年为 0.6%,共开采矿石 11772981.72t,总现值为 24905.2 万美元,系统优化结果对矿山中、长期规划起决策作用。

(4) 对两种优化方法得到的结果进行了比较。

## 结论与展望

地下开采边界品位的动态优化是一个涉及很多因素的技术经济决策问题，本书在前人的基础上做了进一步的探索工作，主要结论如下：

(1) 国内外在边界品位研究中经历了 50 多年的历史，尽管做出了许多非常有价值的成果，但还存在不足：盈亏平衡法得到的边界品位，是一个与矿石质量、时间和位置无关的静态区分标准，没有考虑资金的时间价值，它的不合理性是显而易见的，这种方法逐渐被淘汰；最大现值法是假设整个优化范围的品位服从同一统计学分布，即这一分布在该范围是处处相同。在这个假设条件下，得到使总净现值最大的优化结果是边界品位逐年下降。现实中几乎所有矿床都不满足这一假设条件，矿床一般都有高品位区和低品位区。因此，要得到符合实际的最优边界品位，必须考虑矿床不同区段的真实品位分布。

(2) 针对边界品位优化研究中存在的问题,在研究地下开采工艺的基础上,建立了新的动态规划边界品位优化模型。该模型以净现值为指标函数,同时考虑矿体的开采顺序、矿山的年生产能力以及矿石品位在不同区段(优化单元)的实际分布,并与实际使用的采矿方法相结合。该模型实现了地下开采边界品位优化在时间上与空间上的动态结合,在地下开采边界品位优化方法的一次突破。

(3) 本书还基于 Lane 法的思路,分析地下开采和露天开采的不同特点,推导出采矿、选矿两阶段和采矿、选矿、冶炼三阶段的地下开采边界品位优化数学模型。模型增加了贫化率和围岩品位等参数,引用围岩品位与矿石地质品位比值的变量,使之适用于地下矿山。

(4) 基于两种优化方法的数学模型,开发了相应的计算机软件系统:动态规划优化系统(DPOS1.0)和矿山经济决策系统(MEDS1.0)。DPOS1.0 不仅可以求得各优化单元的开采矿量、边界品位、累计的生产年限以及现值等结果,还可以通过动态规划网络图,直观地得到各优化单元之间有效的决策集合和该优化问题的最优策略。MEDS1.0 不仅可以对整个矿体作为优化对象,还可以选取任意勘探线和水平之间的范围作为优化对象,同时能够使用多套经济技术参数方案,弥补了传统现值法假设优化范围品位分布不变的局限性。该系统是基于谦比西铜矿开发的,但也可以应用于其他同类矿山,是一个相对通用的矿山经济决策软件。

(5) 这一边界品位动态优化方法应用于赞比亚谦比西铜矿,对崩落法开采的两个阶段的边界品位进行了优化。动态优化法将优化范围划分为 12 个优化单元(动态规划的阶段),每个优化单元有自己的品位分布,按照一定的开采顺序。优化的结果是:优化单元 1 到单元 12 的边界品位和开采矿量分别是 1.004% 和 853823.852t、0.808% 和 1333158.948t、0.905% 和 913919.33t、1.002% 和 883214.087t、1.015% 和 906692.185t、

0.999% 和 965396.035t、0.995% 和 716111.732t、1.007% 和 708986.005t、0.993% 和 710850.398t、0.993% 和 759790.244t、0.993% 和 709781.188t、0.989% 和 740540.653t，共开采矿石 10202264.66t，开采时间近 10 年，最大现值为 24281.68 万美元，边界品位优化结果在 0.808% ~ 1.015% 之间。按照目前矿山使用的边界品位 1% 计算，共开采矿量 9719937.8t，开采时间 9 年 5 个月，最大现值为 23891.76 万美元。

所开发的计算机系统尽管可以任意调整每个技术经济参数，但是在优化的过程中没有变化，由于一个矿山寿命跨度十几年甚至几十年，这些参数中特别是价格和费用肯定变化很大，所以如果有一个价格和费用的预测函数结合优化方法，系统结果将会更加合理。



## 附 录

### 附录 1 最终产品分别为精矿和金属时产量的 推导过程

设  $\lambda$  为矿石贫化率：

$\gamma_m$ 、 $\gamma_c$ 、 $\gamma_r$  分别是采矿阶段矿石的回采率、选矿的回收率、冶炼的回收率；

$z$  混入围岩品位与矿石地质品位的比值，若围岩不含品位则  $z=0$ ；

$g$  地质品位；

$Q$  地质矿量；

$g_j$  精矿品位；

$Q_c$ 、 $Q_l$ 、 $Q_y$ 、 $Q_j$ 、 $Q_r$  分别是采出矿量、损失的地质储量、混入的岩石量、精矿量、金属量；

$g_c$ 、 $g_y$  分别是采出矿石的品位、围岩的品位。

$$\text{则岩石混入率为 } \frac{g - g_c}{g - g_y} = \frac{g - g_c}{g} \times \frac{1}{1 - z} = \frac{\lambda}{1 - z}$$

$$\text{回采率} \quad \gamma_m = \frac{Q_c}{Q} \left( 1 - \frac{\lambda}{1 - z} \right)$$

$$\text{则有} \quad Q = \frac{Q_c}{\gamma_m} \left( 1 - \frac{\lambda}{1 - z} \right)$$

$$\text{混入的岩石:} \quad Q_y = Q_c \frac{\lambda}{1 - z}$$

$$\text{回采率} \quad y_m = \frac{Q - Q_s}{Q}$$

$$\text{则有} \quad Q - Q_s = y_m Q$$

由金属量平衡式  $Q_c g_c = (Q - Q_s)g + Q_y g_y$  知

$$\begin{aligned} Q_c g_c &= y_m Q g + Q_c \frac{\lambda}{1-z} g_y = y_m g \frac{Q_c}{y_m} \left(1 - \frac{\lambda}{1-z}\right) + Q_c \frac{\lambda}{1-z} g_y \\ &= g Q_c \left(1 - \frac{\lambda}{1-z} + \frac{\lambda}{1-z} \times z\right) = g Q_c (1 - \lambda) \end{aligned}$$

$$g_c = g(1 - \lambda)$$

当最终产品为精矿时：则由

$$g_j Q_j = Q_c g_c = Q_c g (1 - \lambda) y_c$$

$$\text{已知精矿量} \quad Q_j = \frac{Q_c g (1 - \lambda) y_c}{g_j}$$

当最终产品为金属时，得金属量

$$Q_r = Q_c g_c = Q_c g (1 - \lambda) y_c y_r$$

## 附录2 动态规划边界品位优化系统 (DPOS1.0) 简介

基于对动态规划边界品位优化模型的讨论，作者用 VC++ 语言和 Access 数据库开发了相应的动态规划优化系统 (DPOS1.0)，由于系统数据处理量大，但是算法相对比较简单，所以这里仅做简单介绍。见附图 2-1 动态规划优化系统主界面。

系统一启动就自动将每个阶段的各状态矿量显示在主界面，附图 2-1 里面有两个命令菜单：

导出优化单元数据：将界面显示的每个优化单元各状态的矿量，导出到文本文件中。

优化计算：将计算出从第一阶段到最后阶段之间有效的决

策,并找出最优策略。见附图2-2。

动态规划边界品位优化系统									
导出优化单元数据 优化计算									
阶段S1	阶段S2	阶段S3	阶段S4	阶段S5	阶段S6	阶段S7	阶段S8	阶段S9	阶段S10
1230022.698	2769393.638	4068884.859	5526634.145	6899278.591	8396006.436	9560440.014	10560440.014	11560440.014	12560440.014
1198672.794	2686823.825	3953194.531	5365518.437	6700184.578	8153365.450	9286039.420	10286039.420	11286039.420	12286039.420
1167322.890	2604253.962	3837504.203	5204402.729	6501090.565	7910734.464	9011638.826	9991638.826	10991638.826	11991638.826
115972.986	2521684.099	3721813.875	5043827.021	6301996.552	7668083.478	8737238.232	9697238.232	10697238.232	11697238.232
1104623.082	2439114.236	3606123.547	4882171.313	6102902.539	7425442.492	8462837.638	9392837.638	10392837.638	11392837.638
1073273.178	2356544.373	3490433.291	471055.605	5903808.526	7182801.506	8188437.044	9098437.044	10098437.044	11098437.044
1041923.274	2273974.510	3374742.819	4559939.897	5704714.513	6940160.520	7914036.450	8774036.450	9634036.450	10494036.450
1010673.370	2191404.647	3259052.563	4398824.189	5505620.500	6697519.534	7639635.856	8499635.856	9359635.856	10219635.856
979223.466	2108834.784	3143362.235	4237708.481	5306526.487	6454878.548	7365235.262	8185235.262	9005235.262	9825235.262
947873.562	2026264.921	3027671.907	4076592.773	5107432.474	6212237.562	7090834.668	7870834.668	8650834.668	9430834.668
916523.658	1943695.058	2911981.579	3915477.065	4908338.461	5969596.576	6816434.074	7516434.074	8216434.074	8916434.074
885173.754	1861125.195	2796291.251	3754361.357	4709244.448	5726955.590	6542033.480	7242033.480	7942033.480	8642033.480
853823.850	1778555.332	2680600.923	3593245.649	4510150.435	5484314.604	6267632.886	6967632.886	7667632.886	8367632.886
822473.946	1695985.466	2564910.595	3432129.941	4311056.422	5241673.618	5993232.292	6693232.292	7393232.292	8093232.292
791124.042	1613415.609	2449220.267	3271014.233	4111962.409	4999032.632	5718831.698	6418831.698	7118831.698	7818831.698
759774.138	1530845.743	2333529.939	3109898.525	3912868.396	4756391.646	5444431.104	6144431.104	6844431.104	7544431.104
728424.234	1448275.880	2217839.611	2948782.817	3713774.383	4513750.660	5170030.510	5870030.510	6570030.510	7270030.510
697074.330	1365706.017	2102149.283	2787667.109	3514680.370	4271109.674	4895629.316	5545629.316	6245629.316	6945629.316
665724.426	1283136.154	1986488.955	2626651.401	3315586.357	4028468.688	4621229.322	5271229.322	5921229.322	6571229.322
634374.522	1200566.291	1870768.627	2465435.693	3116492.344	3785827.702	4346828.728	4906828.728	5466828.728	6026828.728
603024.618	1117996.428	1755078.299	2304319.985	2917398.331	3543186.716	4072428.134	4632428.134	5192428.134	5752428.134
571674.714	1035426.565	1639387.971	2143204.277	2718304.318	3300545.730	3798027.540	4298027.540	4798027.540	5298027.540
540324.810	952856.702	1523697.643	1982088.569	2519210.305	3057904.744	3523626.946	4023626.946	4523626.946	5023626.946

附图2-1 动态规划优化系统主界面

计算结果									
查看范围	导出中间结果	最优结果							
矿量3	边界品位4	品位5	最大品位6	平均品位7	金属量8	吨位9			
1230022.698	0.00600	31661617.920	+ 6152665.634	MY(C, 1)	0.02194	26987.948	33886165.658		
1198672.794	0.00648	339784255.440	+ 5366793.695	MY(C, 2)	0.02233	26768.450	34241133.619		
1167322.890	0.00696	36915712.640	+ 4521751.142	MY(C, 3)	0.02273	26533.328	34569450.451		
1135972.986	0.00744	39010620.360	+ 3603399.587	MY(C, 4)	0.02312	26268.090	34814745.234		
1104623.082	0.00792	40206366.720	+ 2623136.575	MY(C, 5)	0.02354	26002.416	35082760.304		
1073273.178	0.00840	37450672.640	+ 1573407.401	MY(C, 6)	0.02398	25735.942	35346402.732		
1041923.274	0.00888	38751537.920	+ 448597.577	MY(C, 7)	0.02444	25469.467	35599404.371		
1010673.370	0.00936	36042758.480		MY(C, 8)	0.02493	25099.176	35947962.256		
979223.466	0.00984	36598741.545		MY(C, 9)	0.02509	24569.185	36008763.859		
947873.562	0.01032	36903015.005		MY(C, 10)	0.02517	24049.154	36420013.641		
916523.658	0.01080	37577415.307		MY(C, 11)	0.02567	23529.142	36161286.643		
885173.754	0.01128	37696977.692		MY(C, 12)	0.02599	23009.131	36690977.902		
853823.850	0.01176	36507052.527		MY(C, 13)	0.02631	22468.223	37186229.570		
822473.946	0.01224	35482766.809		MY(C, 14)	0.02645	21755.365	37257060.553		
791124.042	0.01272	34458100.989		MY(C, 15)	0.02660	21042.590	37327278.172		
759774.138	0.01320	33424473.439		MY(C, 16)	0.02676	20328.613	37395884.945		
728424.234	0.01368	32395302.114		MY(C, 17)	0.02692	19611.765	37462300.922		
697074.330	0.01416	31338023.633		MY(C, 18)	0.02711	18894.917	37527676.030		
665724.426	0.01464	30401943.628		MY(C, 19)	0.02737	18179.382	37593810.753		
634374.522	0.01512	29579981.871		MY(C, 20)	0.02772	17585.553	37660001.701		
603024.618	0.01560	28647897.974		MY(C, 21)	0.02804	16911.391	37626435.613		
571674.714	0.01608	27715001.635		MY(C, 22)	0.02842	16244.344	37593189.940		
540324.810	0.01656	26770176.480		MY(C, 23)	0.02874	15529.791	37560777.709		
508974.909	0.01700	25836167.006		MY(C, 24)	0.02908	14711.071	37528425.824		
477624.990	0.01744	24902158.534		MY(C, 1)	0.01570	24189.946	50495394.154		
446275.072	0.01788	23968149.064		MY(C, 2)	0.01622	23633.242	51301755.455		
414925.154	0.01832	23034140.594		MY(C, 3)	0.01674	23077.577	52108176.577		
383575.236	0.01876	22100132.124		MY(C, 4)	0.01726	22521.912	52914597.699		
352225.318	0.01920	21166123.654		MY(C, 5)	0.01778	21966.247	53721018.821		
320875.400	0.01964	20232115.184		MY(C, 6)	0.01830	21410.582	54527440.943		
289525.482	0.02008	19298106.714		MY(C, 7)	0.01882	20854.917	55333862.065		
258175.564	0.02052	18364098.244		MY(C, 8)	0.01934	20299.252	56140283.187		
226825.646	0.02096	17430089.774		MY(C, 9)	0.01986	19743.587	56946704.309		
195475.728	0.02140	16496081.304		MY(C, 10)	0.02038	19187.922	57753125.431		
164125.810	0.02184	15562072.834		MY(C, 11)	0.02090	18632.257	58559546.553		
132775.892	0.02228	14628064.364		MY(C, 12)	0.02142	18076.592	59365967.675		
101425.974	0.02272	13694055.894		MY(C, 13)	0.02194	17520.927	60172388.797		
70075.056	0.02316	12760047.424		MY(C, 14)	0.02246	16965.262	60978809.919		
38905.138	0.02360	11826038.954		MY(C, 15)	0.02298	16409.597	61785231.041		
700.220	0.02404	10892030.484		MY(C, 16)	0.02350	15853.932	62591652.163		
	0.02448	9958022.014		MY(C, 17)	0.02402	15298.267	63398073.285		
	0.02492	9024013.544		MY(C, 18)	0.02454	14742.602	64204494.407		
	0.02536	8089005.074		MY(C, 19)	0.02506	14186.937	65010915.529		
	0.02580	7154006.604		MY(C, 20)	0.02558	13631.272	65817336.651		
	0.02624	6219008.134		MY(C, 21)	0.02610	13075.607	66623757.773		
	0.02668	5284009.664		MY(C, 22)	0.02662	12519.942	67430178.895		
	0.02712	4349011.194		MY(C, 23)	0.02714	11964.277	68236600.017		
	0.02756	3414012.724		MY(C, 24)	0.02766	11408.612	69043021.139		
	0.02800	2479014.254		MY(C, 25)	0.02818	10852.947	69849442.261		
	0.02844	1544015.784		MY(C, 26)	0.02870	10297.282	70655863.383		
	0.02888	609016.314		MY(C, 27)	0.02922	9741.617	71462284.505		
	0.02932	-134482.156		MY(C, 28)	0.02974	9185.952	72268705.627		
	0.02976	-228982.686		MY(C, 29)	0.03026	8630.287	73075126.749		
	0.03020	-323483.216		MY(C, 30)	0.03078	8074.622	73881547.871		

附图2-2 计算结果

从附图2-2 可以看到一个计算结果列表,显示的是所有优化单元之间有效决策情况。图上有3个菜单:一是查看图形:可



能模块、结果输出三部分,下面分别进行简单介绍。

### 附 3.1 原始数据输入

包括地质、测量数据和经济技术参数数据的输入。系统已经存在矿山 2004 年以前的地质和测量数据,为了保持数据的完整性,随着工作的进展,可以随时将新产生的数据输入计算机系统,经济技术参数则根据采矿工艺或市场的变化,随时更改或者添加新的经济技术参数,将其保存到相应的数据表中。

#### 附 3.1.1 钻孔取样数据输入

数据输入的用户界面如附图 3-2 所示,包括取样的 ID 标识、钻孔所在的勘探线剖面、钻孔样品中心的三维坐标以及样品的品位,该矿每个样品长度为 1m。

ID	勘探线	X坐标	Y坐标	Z坐标	品位%
102001_01	E1020	E1020	-1.000	783.000	0.050
102001_02	E1020	E1020	-1.000	783.000	0.420
102001_03	E1020	E1020	-1.000	783.000	1.940
102001_04	E1020	E1020	-1.000	783.000	2.250
102001_05	E1020	E1020	-1.000	784.000	2.800
102001_06	E1020	E1020	-1.000	784.000	2.760
102001_07	E1020	E1020	-1.000	784.000	2.340
102001_08	E1020	E1020	-1.000	784.000	2.270
102001_09	E1020	E1020	-1.000	784.000	2.060
102001_10	E1020	E1020	-1.000	785.000	2.870

ID:       勘探线:   
 X坐标:       Y坐标:   
 Z坐标:       品位:  %

附图 3-2 钻孔取样数据输入界面

#### 附 3.1.2 矿石储量数据输入

根据样品品位分布情况,矿山使用传统方法给出勘探线和

水平之间某一品位为边界品位的矿石储量，数据输入的用户界面如附图 3-3 所示，包括 ID 标识、起始和终止勘探线、起始和终止剖面，水平间距、对应上下水平面积、矿石体重、平均品位，根据前面的数据，矿石体积、矿石量和金属量由系统自动生成，它们的运算关系是：

矿石体积 = (对应面积上 + 对应面积下) / 2 × 间距  $h$

矿石量 = 矿石体积 × 矿石体重

金属量 = 矿石量 × 平均品位

原始数据维护

id	勘探线起...	勘探线终...	起始剖面	终止剖面	对应面积上	对应面积下
1	1380	1410	500	510	372.8	359.1
2	1380	1410	510	520	359.1	317.8
3	1380	1410	520	530	317.8	331.7
4	1380	1410	530	540	331.7	327.3
5	1380	1410	540	550	327.3	341.1
6	1380	1410	550	583	341.1	301.7
7	1380	1410	583	600	301.7	315.7
8	1380	1410	600	650	315.7	271.1

ID: 0

勘探线起始点:

勘探线终止点:

起始剖面:

终止剖面:

对应面积上:

对应面积下:

间距h:

体积V:

体重D:

矿石量Q:

平均品位C:

金属量P:

添加

删除

修改

退出

附图 3-3 矿石储量数据输入界面

### 附 3.1.3 技术经济参数输入

该系统考虑矿山使用一种或两种采矿方法，针对该研究的矿山，由于矿石的赋存条件和矿石的品位不同，以某一勘探线为界使用不同的采矿方法，所以在技术经济参数输入界面，如

果选择使用两种采矿方法, 需要给出两种采矿方法的分界线和不同采矿方法开采成本、贫化率。另外还要输入采场和选厂最大生产能力、选矿成本、精矿品位及价格、资金的折现率, 如果是三阶段联合企业还需要冶炼厂最大生产能力和金属价格。见附图 3-4。

经济技术参数维护

ID	采场最大...	开采成本	分界线	贫化率 (...)	贫化率 (...)	损失率 (...)	损失率 (...)	贫化
10	1350000 ...	10.000000	1410.000000	0.080000	0.300000	0.000000	0.000000	0.0
9	1000000 ...	8.000000	0.000000	0.120000	0.120000	0.000000	0.000000	0.0
7	1000000 ...	10.000000	1410.000000	0.080000	0.080000	0.000000	0.000000	0.0
5	1000000 ...	10.000000	1410.000000	0.080000	0.300000	0.000000	0.000000	0.0
2	1350000 ...	10.000000	0.000000	0.080000	0.080000	0.000000	0.000000	0.0
1	1350000 ...	10.000000	0.000000	0.300000	0.300000	0.000000	0.000000	0.0

☒ 使用两种采矿方法

ID

选场最大生产能力  吨

精矿品位

单位冶炼成本  吨/元

折现率

贫化率 (小于)

备注

采场最大生产能力  吨

选矿成本  吨/元

精矿价格  吨/元

冶炼回收率

产品单价  吨/元

开采成本 (小于)  吨/元

选矿回收率

冶炼厂最大生产能力  吨

不变成本  元/年

分界线

开采成本 (大于)

添加 删除 修改 退出

附图 3-4 技术经济参数输入界面

## 附 3.2 系统功能模块

系统主要功能有品位分布统计和储量计算、两阶段与三阶段优化等, 下面分别进行简单介绍。

### 附 3.2.1 品位分布统计和储量计算

品位分布统计和储量计算是根据用户选择的优化范围 (如果没有选择优化范围, 系统默认将整个矿山作为优化范围), 首先统计该优化范围的品位分布和矿山给出的某一品位的矿量, 然后按照品位分布情况, 得到储量分布统计表。两阶段和三阶

段边界品位优化需要的原始数据是在该储量分布统计表上进行的。

### 附 3.2.2 两阶段优化和三阶段优化

该系统可以对采矿、选矿两阶段联合企业和采矿、选矿、冶炼三阶段联合企业进行品位优化，在做品位优化之前，首先要选择优化的范围和所采用的技术经济参数方案。优化结果显示在主界面的结果显示区域，见附图 3-5。并把结果保存到文本文件中。



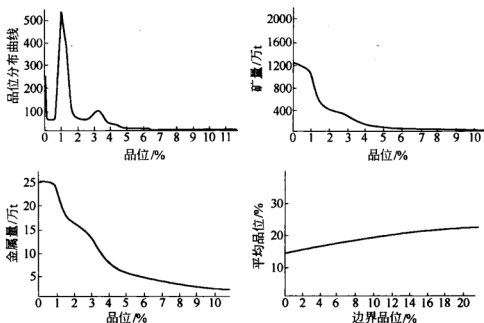
附图 3-5 系统显示的优化结果

## 附 3.3 结果输出

结果输出包括两部分，一是优化结果的输出，见附图 3-5。二是输出 4 种曲线：品位分布曲线、边界品位—矿量曲线、边



界品位—金属量曲线和边界品位—平均品位曲线。根据对所选择的统计范围进行统计并分别输出的结果, 见附图 3-6。这些曲线可以根据显示情况进行放大或缩小。

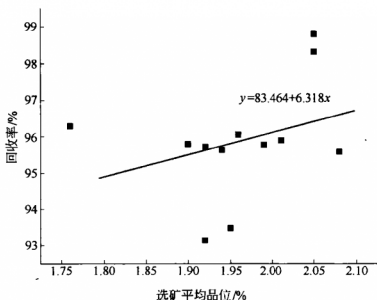


附图 3-6 系统显示的四种曲线

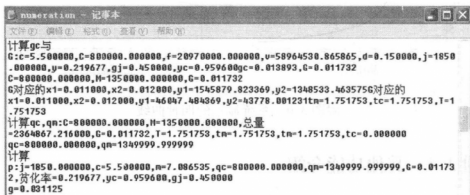
### 附 3.4 其他功能介绍

一元线性方程回归实用工具: 矿山生产中, 经常会遇到两个变量之间相互联系的问题, 如矿石开采的损失率和贫化率, 入选的矿石品位与回收率等。所以提供一元线性方程回归工具, 只要用户输入样本, 系统自动给出回归方程并画出样本组成的点和回归直线。如附图 3-7 显示的是入选矿石品位与选矿回收率的一元线性回归方程和直线。

保存中间结果: 为了让系统管理人员对优化结果进行分析和判断, 系统将优化过程运算的中间结果都写在文件 numeration.txt 中, 文件只保留最后一次优化运算, 便于工程技术人员对计算过程进行考察, 见附图 3-8。



附图 3-7 入选矿石品位与选矿回收率的一元线性回归方程和直线



附图 3-8 优化过程的中间结果 (部分)

为其他矿山优化提供数据接口：开发的系统不仅适用于研究对象，对于任何一个矿山，用户只要输入储量统计分布数据和相应的技术经济参数方案，系统直接进行优化计算。系统提供了最多可以同时优化十个矿山储量统计数据，同时可以使用任意多的技术经济参数组合方案。

### 附 3.5 系统特点

矿山经济决策系统 (MEDS1.0)，使用赞比亚谦比西铜矿实

际数据进行了运行，取得了较好的效果。总结系统有以下方面的特点：

**通用性：**在企业组成方面，系统不仅可以应用在采矿和选矿两个阶段联合企业，也可以应用在采矿、选矿和冶炼3个阶段联合企业；在生产产品上，系统可以适用于黑色金属和有色金属，对于贵金属稍加修改就可以应用。

**扩展性：**随着地质和测量工作的进展，原始数据可以随时输入，输入后系统即可应用。

**灵活性：**系统对优化的对象可以用不同的经济技术参数，对照优化结果，找出最优结果的技术经济参数；根据用户的需要，系统可以把整个矿山和其中的部分作为优化对象。

**易维护性：**系统优化计算过程，所产生的中间数据以及使用的原始数据都保存到文件中，便于技术人员对计算过程进行考察。

## 附录4 第5章案例：有效决策集合（部分）

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)} / t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \$$	$NPV(i,j) / \$$
S(0,0)	S(1,9)	759774.14	1.109	30629710.56	$NPV(1,9)$
S(0,0)	S(1,10)	791124.044	1.074	31425541.3	$NPV(1,10)$
S(0,0)	S(1,11)	822473.948	1.039	32314729.82	$NPV(1,11)$
<b>S(0,0)</b>	<b>S(1,12)</b>	<b>853823.852</b>	<b>1.004</b>	<b>33203918.34</b>	<b><math>NPV(1,12)</math></b>
S(0,0)	S(1,13)	885173.756	0.983	33180820.57	$NPV(1,13)$
S(0,0)	S(1,14)	916523.659	0.965	33046854.69	$NPV(1,14)$
S(0,0)	S(1,15)	947873.563	0.946	32912888.82	$NPV(1,15)$
S(1,5)	S(2,42)	1521258.371	0.62	59173328.32	
S(1,6)	S(2,42)	1489908.467	0.654	60046897.66	
S(1,7)	S(2,42)	1458558.563	0.689	60812242.8	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(1,8)	S(2,42)	1427208.66	0.722	61422036.66	NPV(2,42)
S(1,9)	S(2,42)	1395858.756	0.754	61999629.18	
S(1,10)	S(2,42)	1364508.852	0.786	62839722.41	
S(1,11)	S(2,42)	1333158.948	0.808	63354842.87	
S(1,12)	S(2,42)	1301809.044	0.822	63559682.45	
S(1,13)	S(2,42)	1270459.14	0.836	62851727.28	
S(1,14)	S(2,42)	1239109.237	0.85	62032356.95	
S(1,15)	S(2,42)	1207759.333	0.864	61212396.93	
S(1,16)	S(2,42)	1176409.429	0.878	60391800.11	
S(1,17)	S(2,42)	1145059.525	0.892	59570514.17	
S(1,18)	S(2,42)	1113709.621	0.905	58728306.54	
S(1,19)	S(2,42)	1082359.717	0.919	57886256.39	
S(1,20)	S(2,42)	1051009.813	0.932	57049980.81	
S(1,21)	S(2,42)	1019659.91	0.946	56218985.11	
S(1,22)	S(2,42)	988310.006	0.959	55388044.27	
S(1,23)	S(2,42)	956960.102	0.972	54492945.68	
S(1,24)	S(2,42)	925610.198	0.986	53565712.21	
S(1,6)	S(2,43)	1521258.371	0.62	59782087.6	NPV(2,43)
S(1,7)	S(2,43)	1489908.467	0.654	60547008.67	
S(1,8)	S(2,43)	1458558.564	0.689	61216373.84	
S(1,9)	S(2,43)	1427208.66	0.722	61822837.77	
S(1,10)	S(2,43)	1395858.756	0.754	62662699.32	
S(1,11)	S(2,43)	1364508.852	0.786	63592640.03	
S(1,12)	S(2,43)	1333158.948	0.808	64105931.43	
S(1,13)	S(2,43)	1301809.044	0.822	63397976.19	
S(1,14)	S(2,43)	1270459.141	0.836	62578619.3	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(1,15)	S(2,43)	1239109.237	0.85	61758688.32	NPV(2,44)
S(1,16)	S(2,43)	1207759.333	0.864	60938138.57	
S(1,17)	S(2,43)	1176409.429	0.878	60116920.58	
S(1,18)	S(2,43)	1145059.525	0.892	59248437.72	
S(1,19)	S(2,43)	1113709.621	0.905	58367721.46	
S(1,20)	S(2,43)	1082359.717	0.919	57531018.89	
S(1,21)	S(2,43)	1051009.814	0.932	56699573.83	
S(1,22)	S(2,43)	1019659.91	0.946	55868159.47	
S(1,23)	S(2,43)	988310.006	0.959	54972561.3	
S(1,24)	S(2,43)	956960.102	0.972	54044800.01	
S(1,7)	S(2,44)	1521258.371	0.62	60285484.42	
S(1,8)	S(2,44)	1489908.468	0.654	60954566.77	
S(1,9)	S(2,44)	1458558.564	0.689	61620504.9	
S(1,10)	S(2,44)	1427208.66	0.722	62489263.98	
S(1,11)	S(2,44)	1395858.756	0.754	63419127.22	
S(1,12)	S(2,44)	1364508.852	0.786	64345557.66	
S(1,13)	S(2,44)	1333158.948	0.808	63944733.7	
S(1,14)	S(2,44)	1301809.045	0.822	63125401.85	
S(1,15)	S(2,44)	1270459.141	0.836	62305511.31	
S(1,16)	S(2,44)	1239109.237	0.85	61485019.7	
S(1,17)	S(2,44)	1207759.333	0.864	60663880.21	
S(1,18)	S(2,44)	1176409.429	0.878	59795368.78	
S(1,19)	S(2,44)	1145059.525	0.892	58888249.83	
S(1,20)	S(2,44)	1113709.621	0.905	58013005.94	
S(1,21)	S(2,44)	1082359.718	0.919	57181165.03	
S(1,22)	S(2,44)	1051009.814	0.932	56349335.32	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(1,23)	S(2,44)	1019659.91	0.946	55453300.88	NPV(3,54)
S(1,24)	S(2,44)	988310.006	0.959	54525080.92	
S(2,30)	S(3,54)	1290118.176	0.657	84630534.57	
S(2,31)	S(3,54)	1258768.272	0.747	85373326.42	
S(2,32)	S(3,54)	1227418.369	0.802	86091107.54	
S(2,33)	S(3,54)	1196068.465	0.824	86750147.79	
S(2,34)	S(3,54)	1164718.561	0.845	87405426.61	
S(2,35)	S(3,54)	1133368.657	0.866	88056592.76	
S(2,36)	S(3,54)	1102018.753	0.887	88703259.56	
S(2,37)	S(3,54)	1070668.849	0.907	89360893.74	
S(2,38)	S(3,54)	1039318.945	0.924	90001728.81	
S(2,39)	S(3,54)	1007969.042	0.942	90638090.36	
S(2,40)	S(3,54)	976619.138	0.96	91293328.16	
S(2,41)	S(3,54)	945269.234	0.978	91949184.86	
S(2,42)	S(3,54)	913919.33	0.995	92605615.76	
S(2,43)	S(3,54)	882569.426	1.024	92640459.93	
S(2,44)	S(3,54)	851219.522	1.058	92145219.61	
S(2,45)	S(3,54)	819869.619	1.091	91250984.43	
S(2,46)	S(3,54)	788519.715	1.125	90565184.07	
S(2,47)	S(3,54)	757169.811	1.159	89963630.44	
S(2,48)	S(3,54)	725819.907	1.193	89336430.87	
S(2,49)	S(3,54)	694470.003	1.253	88528040.03	
S(2,50)	S(3,54)	663120.099	1.321	87664241.31	
S(2,51)	S(3,54)	631770.195	1.395	86726074.39	
S(2,52)	S(3,54)	600420.292	1.465	85800649.46	
S(2,53)	S(3,54)	569070.388	1.596	85151936.73	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(2,32)	S(3,55)	1258768.273	0.747	85826990.33	NPV(3,55)
S(2,33)	S(3,55)	1227418.369	0.802	86541967.02	
S(2,34)	S(3,55)	1196068.465	0.824	87198206.97	
S(2,35)	S(3,55)	1164718.561	0.845	87850502.36	
S(2,36)	S(3,55)	1133368.657	0.866	88498490.64	
S(2,37)	S(3,55)	1102018.753	0.887	89181016.19	
S(2,38)	S(3,55)	1070668.849	0.907	89861931.73	
S(2,39)	S(3,55)	1039318.946	0.924	90500098.64	
S(2,40)	S(3,55)	1007969.042	0.942	91154379.23	
S(2,41)	S(3,55)	976619.138	0.96	91809217.28	
S(2,42)	S(3,55)	945269.234	0.978	92464561.94	
S(2,43)	S(3,55)	<b>913919.33</b>	<b>0.995</b>	<b>93120365.78</b>	
S(2,44)	S(3,55)	882569.426	1.024	92848042.62	
S(2,45)	S(3,55)	851219.523	1.058	91953482.92	
S(2,46)	S(3,55)	819869.619	1.091	91051774.8	
S(2,47)	S(3,55)	788519.715	1.125	90368451.5	
S(2,48)	S(3,55)	757169.811	1.159	89740444.03	
S(2,49)	S(3,55)	725819.907	1.193	89056708.07	
S(2,50)	S(3,55)	694470.003	1.253	88250401.84	
S(2,51)	S(3,55)	663120.099	1.321	87374320.68	
S(2,52)	S(3,55)	631770.196	1.395	86435412.32	
S(2,53)	S(3,55)	600420.292	1.465	85509147.42	
S(2,54)	S(3,55)	569070.388	1.596	84859020.28	
S(2,33)	S(3,56)	1258768.273	0.747	86240402.14	
S(2,34)	S(3,56)	1227418.369	0.802	86951174.35	
S(2,35)	S(3,56)	1196068.465	0.824	87603228.69	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
$S(2,36)$	$S(3,56)$	1164718.561	0.845	88251084.06	$NPV(3,56)$
$S(2,37)$	$S(3,56)$	1133368.657	0.866	88933604.43	
$S(2,38)$	$S(3,56)$	1102018.753	0.887	89637925.66	
$S(2,39)$	$S(3,56)$	1070668.85	0.907	90314440.97	
$S(2,40)$	$S(3,56)$	1039318.946	0.924	90966186.29	
$S(2,41)$	$S(3,56)$	1007969.042	0.942	91618333.27	
$S(2,42)$	$S(3,56)$	976619.138	0.96	92270816.27	
$S(2,43)$	$S(3,56)$	945269.234	0.978	92923571.1	
$S(2,44)$	$S(3,56)$	913919.33	0.995	93269414.36	
$S(2,45)$	$S(3,56)$	882569.427	1.024	92596530.35	
$S(2,46)$	$S(3,56)$	851219.523	1.058	91693913.87	
$S(2,47)$	$S(3,56)$	819869.619	1.091	90794326.32	
$S(2,48)$	$S(3,56)$	788519.715	1.125	90083493.57	
$S(2,49)$	$S(3,56)$	757169.811	1.159	89397504.23	
$S(2,50)$	$S(3,56)$	725819.907	1.193	88714106.8	
$S(2,51)$	$S(3,56)$	694470.003	1.253	87894045.8	
$S(2,52)$	$S(3,56)$	663120.1	1.321	87015767.08	
$S(2,53)$	$S(3,56)$	631770.196	1.395	86074726.52	
$S(2,54)$	$S(3,56)$	600420.292	1.465	85146046.32	
$S(2,55)$	$S(3,56)$	569070.388	1.596	84440886.09	
$S(3,37)$	$S(4,69)$	1416162.452	0.656	103825770.6	
$S(3,38)$	$S(4,69)$	1384812.548	0.698	103898708.6	
$S(3,39)$	$S(4,69)$	1353462.645	0.734	105209153.8	
$S(3,40)$	$S(4,69)$	1322112.741	0.769	106556207.1	
$S(3,41)$	$S(4,69)$	1290762.837	0.802	107653291.8	
$S(3,42)$	$S(4,69)$	1259412.933	0.82	108199283.5	



续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(3,43)	S(4,69)	1228063.029	0.839	108743367.4	NPV(4,69)
S(3,44)	S(4,69)	1196713.125	0.857	109285340	
S(3,45)	S(4,69)	1165363.222	0.875	109824982.7	
S(3,46)	S(4,69)	1134013.318	0.893	110362058.7	
S(3,47)	S(4,69)	1102663.414	0.909	110857804.4	
S(3,48)	S(4,69)	1071313.51	0.922	111329247.4	
S(3,49)	S(4,69)	1039963.606	0.935	111838236.5	
S(3,50)	S(4,69)	1008613.702	0.948	112369255.4	
S(3,51)	S(4,69)	977263.798	0.962	112929501.2	
S(3,52)	S(4,69)	945913.895	0.975	113486003.7	
S(3,53)	S(4,69)	914563.991	0.988	114038269.6	
S(3,54)	S(4,69)	883214.087	1.002	114490921.1	
S(3,55)	S(4,69)	851864.183	1.024	114174065.1	
S(3,56)	S(4,69)	820514.279	1.046	113576822.2	
S(3,57)	S(4,69)	789164.375	1.068	112637073.9	
S(3,58)	S(4,69)	757814.471	1.089	111703283.8	
S(3,59)	S(4,69)	726464.568	1.115	111013993.3	
S(3,60)	S(4,69)	695114.664	1.144	110566993.3	
S(3,61)	S(4,69)	663764.76	1.174	110124475.1	
S(3,62)	S(4,69)	632414.856	1.204	109647978.3	
S(3,63)	S(4,69)	601064.952	1.247	109147528.3	
S(3,64)	S(4,69)	569715.048	1.289	108650760.9	
S(3,65)	S(4,69)	538365.144	1.35	108020304.1	
S(3,66)	S(4,69)	507015.241	1.429	107280917.4	
S(3,67)	S(4,69)	475665.337	1.525	106546130.7	
S(3,68)	S(4,69)	444315.433	1.608	106174508.5	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(3,38)	S(4,70)	1416162.452	0.656	104223395.1	NPV(4,70)
S(3,39)	S(4,70)	1384812.549	0.698	104540621.9	
S(3,40)	S(4,70)	1353462.645	0.734	105846101.5	
S(3,41)	S(4,70)	1322112.741	0.769	107003042.6	
S(3,42)	S(4,70)	1290762.837	0.802	108046567	
S(3,43)	S(4,70)	1259412.933	0.82	108591289.7	
S(3,44)	S(4,70)	1228063.029	0.839	109133994.7	
S(3,45)	S(4,70)	1196713.126	0.857	109674475.9	
S(3,46)	S(4,70)	1165363.222	0.875	110212510.7	
S(3,47)	S(4,70)	1134013.318	0.893	110747857.2	
S(3,48)	S(4,70)	1102663.414	0.909	111241852.4	
S(3,49)	S(4,70)	1071313.51	0.922	111752156.9	
S(3,50)	S(4,70)	1039963.606	0.935	112284679.5	
S(3,51)	S(4,70)	1008613.702	0.948	112846645.9	
S(3,52)	S(4,70)	977263.799	0.962	113405119.3	
S(3,53)	S(4,70)	945913.895	0.975	113959646.2	
S(3,54)	S(4,70)	914563.991	0.988	114509721.2	
S(3,55)	S(4,70)	883214.087	1.002	114920356.6	
S(3,56)	S(4,70)	851864.183	1.024	114323113.7	
S(3,57)	S(4,70)	820514.279	1.046	113383365.4	
S(3,58)	S(4,70)	789164.375	1.068	112449575.3	
S(3,59)	S(4,70)	757814.472	1.089	111521187.5	
S(3,60)	S(4,70)	726464.568	1.115	110836810.5	
S(3,61)	S(4,70)	695114.664	1.144	110394292.2	
S(3,62)	S(4,70)	663764.76	1.174	109918381.2	
S(3,63)	S(4,70)	632414.856	1.204	109423066	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)} / t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \$$	$NPV(i,j) / \$$
S(3,64)	S(4,70)	601064.952	1.247	108926298.7	NPV(4,71)
S(3,65)	S(4,70)	569715.048	1.289	108432924.5	
S(3,66)	S(4,70)	538365.145	1.35	107805601	
S(3,67)	S(4,70)	507015.241	1.429	107057335.9	
S(3,68)	S(4,70)	475665.337	1.525	106315425.6	
S(3,69)	S(4,70)	444315.433	1.608	105946928.6	
S(3,39)	S(4,71)	1416162.453	0.656	104865519	
S(3,40)	S(4,71)	1384812.549	0.698	105180010.3	
S(3,41)	S(4,71)	1353462.645	0.734	106295590.4	
S(3,42)	S(4,71)	1322112.741	0.769	107398961.5	
S(3,43)	S(4,71)	1290762.837	0.802	108440150.2	
S(3,44)	S(4,71)	1259412.933	0.82	108983574.5	
S(3,45)	S(4,71)	1228063.03	0.839	109524874.9	
S(3,46)	S(4,71)	1196713.126	0.857	110063842	
S(3,47)	S(4,71)	1165363.222	0.875	110600249	
S(3,48)	S(4,71)	1134013.318	0.893	111133848.2	
S(3,49)	S(4,71)	1102663.414	0.909	111666757.3	
S(3,50)	S(4,71)	1071313.51	0.922	112200715.5	
S(3,51)	S(4,71)	1039963.606	0.935	112764317.2	
S(3,52)	S(4,71)	1008613.703	0.948	113324655.4	
S(3,53)	S(4,71)	977263.799	0.962	113881311.7	
S(3,54)	S(4,71)	945913.895	0.975	114433822.5	
S(3,55)	S(4,71)	914563.991	0.988	114940840.9	
S(3,56)	S(4,71)	883214.087	1.002	115069405.2	
S(3,57)	S(4,71)	851864.183	1.024	114129656.9	
S(3,58)	S(4,71)	820514.279	1.046	113195866.8	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)} / t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \$$	$NPV(i,j) / \$$
S(3,59)	S(4,71)	789164.376	1.068	112267479	
S(3,60)	S(4,71)	757814.472	1.089	111344004.7	
S(3,61)	S(4,71)	726464.568	1.115	110664109.4	
S(3,62)	S(4,71)	695114.664	1.144	110188198.3	
S(3,63)	S(4,71)	663764.76	1.174	109693468.8	
S(3,64)	S(4,71)	632414.856	1.204	109201836.4	
S(3,65)	S(4,71)	601064.952	1.247	108708462.3	
S(3,66)	S(4,71)	569715.049	1.289	108218221.3	
S(3,67)	S(4,71)	538365.145	1.35	107582019.5	
S(3,68)	S(4,71)	507015.241	1.429	106826630.8	
S(3,69)	S(4,71)	475665.337	1.525	106087845.7	
S(3,70)	S(4,71)	444315.433	1.608	105693702.7	
S(4,56)	S(5,82)	1314240.935	0.767	133916077.2	
S(4,57)	S(5,82)	1282891.031	0.808	134428841.6	
S(4,58)	S(5,82)	1251541.127	0.827	134908787.9	
S(4,59)	S(5,82)	1220191.224	0.846	135386811.8	
S(4,60)	S(5,82)	1188841.32	0.865	135862713.7	
S(4,61)	S(5,82)	1157491.416	0.884	136336277.7	
S(4,62)	S(5,82)	1126141.512	0.902	136800350.3	
S(4,63)	S(5,82)	1094791.608	0.917	137216104.5	
S(4,64)	S(5,82)	1063441.704	0.932	137669629.7	
S(4,65)	S(5,82)	1032091.8	0.948	138145437	
S(4,66)	S(5,82)	1000741.897	0.963	138650755.5	
S(4,67)	S(5,82)	969391.993	0.978	139152652.2	
S(4,68)	S(5,82)	938042.089	0.993	139650677	
S(4,69)	S(5,82)	906692.185	1.015	139811050.6	$NPV(5,82)$

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(4,70)	S(5,82)	875342.281	1.042	139655186.3	
S(4,71)	S(5,82)	843992.377	1.069	139216708.6	
S(4,72)	S(5,82)	812642.473	1.097	138647182.5	
S(4,73)	S(5,82)	781292.57	1.127	138135096.7	
S(4,74)	S(5,82)	749942.666	1.157	137640790.3	
S(4,75)	S(5,82)	718592.762	1.187	137165619.1	
S(4,76)	S(5,82)	687242.858	1.232	136656072	
S(4,77)	S(5,82)	655892.954	1.286	136115203.2	
S(4,78)	S(5,82)	624543.05	1.349	135503294.2	
S(4,79)	S(5,82)	593193.147	1.416	134833746	
S(4,80)	S(5,82)	561843.243	1.488	134076303.3	
S(4,56)	S(5,83)	1345590.839	0.71	133690664.2	
S(4,57)	S(5,83)	1314240.935	0.767	134225580.6	
S(4,58)	S(5,83)	1282891.031	0.808	134736852.6	
S(4,59)	S(5,83)	1251541.128	0.827	135215261.6	
S(4,60)	S(5,83)	1220191.224	0.846	135691629.2	
S(4,61)	S(5,83)	1188841.32	0.865	136165751.4	
S(4,62)	S(5,83)	1157491.416	0.884	136637406.8	
S(4,63)	S(5,83)	1126141.512	0.902	137099453.8	
S(4,64)	S(5,83)	1094791.608	0.917	137553845.9	
S(4,65)	S(5,83)	1063441.704	0.932	138030670.5	
S(4,66)	S(5,83)	1032091.801	0.948	138537180	
S(4,67)	S(5,83)	1000741.897	0.963	139040468.8	
S(4,68)	S(5,83)	969391.993	0.978	139540119.6	
S(4,69)	S(5,83)	938042.089	0.993	140035669.7	
S(4,70)	S(5,83)	906692.185	1.015	140154524.4	NPV(5,83)

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)} / t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)} / \$$	$NPV(i,j) / \$$
S(4,71)	S(5,83)	875342.281	1.042	139717002.6	
S(4,72)	S(5,83)	843992.377	1.069	139148595.6	
S(4,73)	S(5,83)	812642.474	1.097	138482993.4	
S(4,74)	S(5,83)	781292.57	1.127	137968701.3	
S(4,75)	S(5,83)	749942.666	1.157	137494360.5	
S(4,76)	S(5,83)	718592.762	1.187	137033871.3	
S(4,77)	S(5,83)	687242.858	1.232	136528091.2	
S(4,78)	S(5,83)	655892.954	1.286	135990668.1	
S(4,79)	S(5,83)	624543.051	1.349	135361207	
S(4,80)	S(5,83)	593193.147	1.416	134657489.9	
S(4,81)	S(5,83)	561843.243	1.488	133902958.3	
S(4,57)	S(5,84)	1345590.839	0.71	134001933	
S(4,58)	S(5,84)	1314240.935	0.767	134535391.9	
S(4,59)	S(5,84)	1282891.032	0.808	135045142.2	
S(4,60)	S(5,84)	1251541.128	0.827	135521988.2	
S(4,61)	S(5,84)	1220191.224	0.846	135996676.9	
S(4,62)	S(5,84)	1188841.32	0.865	136468999.3	
S(4,63)	S(5,84)	1157491.416	0.884	136938728.5	
S(4,64)	S(5,84)	1126141.512	0.902	137439414.2	
S(4,65)	S(5,84)	1094791.608	0.917	137917236.5	
S(4,66)	S(5,84)	1063441.705	0.932	138424906	
S(4,67)	S(5,84)	1032091.801	0.948	138929541.9	
S(4,68)	S(5,84)	1000741.897	0.963	139430756.2	
S(4,69)	S(5,84)	969391.993	0.978	139928120.8	
S(4,70)	S(5,84)	938042.089	0.993	140381228.5	NPV(5,84)
S(4,71)	S(5,84)	906692.185	1.015	140217611.3	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(4,72)	S(5,84)	875342.281	1.042	139650254.6	
S(4,73)	S(5,84)	843992.378	1.069	138985876.8	
S(4,74)	S(5,84)	812642.474	1.097	138318804.2	
S(4,75)	S(5,84)	781292.57	1.127	137823101.8	
S(4,76)	S(5,84)	749942.666	1.157	137362612.6	
S(4,77)	S(5,84)	718592.762	1.187	136905890.5	
S(4,78)	S(5,84)	687242.858	1.232	136403556	
S(4,79)	S(5,84)	655892.955	1.286	135848580.9	
S(4,80)	S(5,84)	624543.051	1.349	135184950.9	
S(4,81)	S(5,84)	593193.147	1.416	134484145	
S(4,82)	S(5,84)	561843.243	1.488	133732301.4	
S(5,66)	S(6,97)	1466994.497	0.673	156572806.6	
S(5,67)	S(6,97)	1435644.593	0.73	157232211.7	
S(5,68)	S(6,97)	1404294.689	0.776	157874783.6	
S(5,69)	S(6,97)	1372944.785	0.809	158343139.5	
S(5,70)	S(6,97)	1341594.881	0.827	158734107.2	
S(5,71)	S(6,97)	1310244.977	0.845	159123884.3	
S(5,72)	S(6,97)	1278895.073	0.862	159512331.2	
S(5,73)	S(6,97)	1247545.17	0.88	159899301.2	
S(5,74)	S(6,97)	1216195.266	0.898	160284637.6	
S(5,75)	S(6,97)	1184845.362	0.911	160624656.3	
S(5,76)	S(6,97)	1153495.458	0.924	160958200	
S(5,77)	S(6,97)	1122145.554	0.936	161330397	
S(5,78)	S(6,97)	1090795.65	0.949	161725849.6	
S(5,79)	S(6,97)	1059445.747	0.962	162151890.9	
S(5,80)	S(6,97)	1028095.843	0.974	162575706.7	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量 $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	边界品位 $g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	决策现值 $NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	状态现值 $NPV(i,j)/\$$
前状态	本状态				
S(5,81)	S(6,97)	996745.939	0.987	162996983.9	NPV(6,97)
S(5,82)	S(6,97)	965396.035	0.999	163415378.7	
S(5,83)	S(6,97)	934046.131	1.02	163359783.7	
S(5,84)	S(6,97)	902696.227	1.042	163157584.1	
S(5,85)	S(6,97)	871346.323	1.064	162791728.8	
S(5,86)	S(6,97)	839996.42	1.086	162294948	
S(5,87)	S(6,97)	808646.516	1.11	161783676.2	
S(5,88)	S(6,97)	777296.612	1.141	161312915.5	
S(5,89)	S(6,97)	745946.708	1.171	160838742.7	
S(5,90)	S(6,97)	714596.804	1.201	160359237.4	
S(5,91)	S(6,97)	683246.9	1.254	159806464.2	
S(5,92)	S(6,97)	651896.996	1.309	159257335.3	
S(5,93)	S(6,97)	620547.093	1.376	158575079.6	
S(5,94)	S(6,97)	589197.189	1.453	157818760.1	
S(5,95)	S(6,97)	557847.285	1.537	157240575.7	
S(5,67)	S(6,98)	1466994.497	0.673	157006217.8	
S(5,68)	S(6,98)	1435644.593	0.73	157666045.2	
S(5,69)	S(6,98)	1404294.689	0.776	158157833.8	
S(5,70)	S(6,98)	1372944.785	0.809	158573830.2	
S(5,71)	S(6,98)	1341594.881	0.827	158963651.1	
S(5,72)	S(6,98)	1310244.977	0.845	159352182.5	
S(5,73)	S(6,98)	1278895.074	0.862	159739283.4	
S(5,74)	S(6,98)	1247545.17	0.88	160124804.2	
S(5,75)	S(6,98)	1216195.266	0.898	160508584.9	
S(5,76)	S(6,98)	1184845.362	0.911	160847047	
S(5,77)	S(6,98)	1153495.458	0.924	161219615.5	



续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(5,78)	S(6,98)	1122145.554	0.936	161615527.3	NPV(6,98)
S(5,79)	S(6,98)	1090795.651	0.949	162042129	
S(5,80)	S(6,98)	1059445.747	0.962	162466622.6	
S(5,81)	S(6,98)	1028095.843	0.974	162888713.8	
S(5,82)	S(6,98)	996745.939	0.987	163308081.3	
S(5,83)	S(6,98)	965396.035	0.999	163684440.2	
S(5,84)	S(6,98)	934046.131	1.02	163510705.7	
S(5,85)	S(6,98)	902696.227	1.042	163145603	
S(5,86)	S(6,98)	871346.324	1.064	162649713.9	
S(5,87)	S(6,98)	839996.42	1.086	162116222.7	
S(5,88)	S(6,98)	808646.516	1.11	161603600.4	
S(5,89)	S(6,98)	777296.612	1.141	161131132.9	
S(5,90)	S(6,98)	745946.708	1.171	160655040.8	
S(5,91)	S(6,98)	714596.804	1.201	160173390.5	
S(5,92)	S(6,98)	683246.9	1.254	159639860.9	
S(5,93)	S(6,98)	651896.997	1.309	159057940.4	
S(5,94)	S(6,98)	620547.093	1.376	158374728.3	
S(5,95)	S(6,98)	589197.189	1.453	157620738.8	
S(5,96)	S(6,98)	557847.285	1.537	157046083.7	
S(5,68)	S(6,99)	1466994.497	0.673	157441454.1	
S(5,69)	S(6,99)	1435644.593	0.73	157950524	
S(5,70)	S(6,99)	1404294.689	0.776	158389967.4	
S(5,71)	S(6,99)	1372944.785	0.809	158804828.8	
S(5,72)	S(6,99)	1341594.881	0.827	159193473.6	
S(5,73)	S(6,99)	1310244.978	0.845	159580733.6	
S(5,74)	S(6,99)	1278895.074	0.862	159966465.7	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(5,75)	S(6,99)	1247545.17	0.88	160350517.4	NPV(6,99)
S(5,76)	S(6,99)	1216195.266	0.898	160732724.7	
S(5,77)	S(6,99)	1184845.362	0.911	161110294.6	
S(5,78)	S(6,99)	1153495.458	0.924	161506680.2	
S(5,79)	S(6,99)	1122145.555	0.936	161933852.3	
S(5,80)	S(6,99)	1090795.651	0.949	162359027.3	
S(5,81)	S(6,99)	1059445.747	0.962	162781928.5	
S(5,82)	S(6,99)	1028095.843	0.974	163202254.6	
S(5,83)	S(6,99)	996745.939	0.987	163579744.9	
S(5,84)	S(6,99)	965396.035	0.999	163836732.1	
S(5,85)	S(6,99)	934046.131	1.02	163500095.4	
S(5,86)	S(6,99)	902696.228	1.042	163005057.6	
S(5,87)	S(6,99)	871346.324	1.064	162472567.7	
S(5,88)	S(6,99)	839996.42	1.086	161937937.3	
S(5,89)	S(6,99)	808646.516	1.11	161423924.6	
S(5,90)	S(6,99)	777296.612	1.141	160949714.8	
S(5,91)	S(6,99)	745946.708	1.171	160471672.2	
S(5,92)	S(6,99)	714596.804	1.201	160007427.3	
S(5,93)	S(6,99)	683246.901	1.254	159440466.1	
S(5,94)	S(6,99)	651896.997	1.309	158857589.2	
S(5,95)	S(6,99)	620547.093	1.376	158176707	
S(5,96)	S(6,99)	589197.189	1.453	157426246.7	
S(5,97)	S(6,99)	557847.285	1.537	156854855.6	
S(6,83)	S(7,106)	1155010.386	0.64	176954545.4	
S(6,84)	S(7,106)	1123660.482	0.732	177387777.5	
S(6,85)	S(7,106)	1092310.578	0.792	177748774.3	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(6,86)	S(7,106)	1060960.675	0.814	178070523.2	NPV(7,106)
S(6,87)	S(7,106)	1029610.771	0.831	178384973.8	
S(6,88)	S(7,106)	998260.867	0.847	178698353.8	
S(6,89)	S(7,106)	966910.963	0.863	179010511.9	
S(6,90)	S(7,106)	935561.059	0.88	179321282.1	
S(6,91)	S(7,106)	904211.155	0.896	179630480.4	
S(6,92)	S(7,106)	872861.251	0.913	179943838.9	
S(6,93)	S(7,106)	841511.348	0.929	180271108.7	
S(6,94)	S(7,106)	810161.444	0.946	180629291.2	
S(6,95)	S(7,106)	778811.54	0.962	180985535.1	
S(6,96)	S(7,106)	747461.636	0.979	181339473.8	
S(6,97)	S(7,106)	716111.732	0.995	181690688.6	
S(6,98)	S(7,106)	684761.828	1.028	181568740.9	
S(6,99)	S(7,106)	653411.924	1.068	181149563.9	
S(6,100)	S(7,106)	622062.021	1.112	180579161.6	
S(6,101)	S(7,106)	590712.117	1.171	179963612.3	
S(6,102)	S(7,106)	559362.213	1.237	179384005.3	
S(6,103)	S(7,106)	528012.309	1.316	178800978.1	
S(6,104)	S(7,106)	496662.405	1.427	178031305.9	
S(6,105)	S(7,106)	465312.501	1.541	177435753.8	
S(6,85)	S(7,107)	1123660.482	0.732	177548516	
S(6,86)	S(7,107)	1092310.579	0.792	177908075.4	
S(6,87)	S(7,107)	1060960.675	0.814	178228360.7	
S(6,88)	S(7,107)	1029610.771	0.831	178541234.2	
S(6,89)	S(7,107)	998260.867	0.847	178852899.5	
S(6,90)	S(7,107)	966910.963	0.863	179163196.8	

续表

左轴点第  $i$  点

轴心位置

右轴点第  $j$  点

轴心位置

轴心位置

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
$S(6,96)$	$S(7,108)$	810161.444	0.946	181111643.2	$NPV(7,108)$
$S(6,97)$	$S(7,108)$	778811.54	0.962	181463032.5	
$S(6,98)$	$S(7,108)$	747461.636	0.979	181771608.5	
$S(6,99)$	$S(7,108)$	716111.732	0.995	181959591.4	
$S(6,100)$	$S(7,108)$	684761.829	1.028	181555429.6	
$S(6,101)$	$S(7,108)$	653411.925	1.068	180881819.5	
$S(6,102)$	$S(7,108)$	622062.021	1.112	180219129.3	
$S(6,103)$	$S(7,108)$	590712.117	1.171	179601647.6	
$S(6,104)$	$S(7,108)$	559362.213	1.237	179019107.2	
$S(6,105)$	$S(7,108)$	528012.309	1.316	178432457.7	
$S(6,106)$	$S(7,108)$	496662.406	1.427	177660631.5	
$S(6,107)$	$S(7,108)$	465312.502	1.541	177060000.1	
$S(7,99)$	$S(8,117)$	928435.331	0.708	188807019.8	$NPV(8,117)$
$S(7,100)$	$S(8,117)$	897085.428	0.784	189095586.9	
$S(7,101)$	$S(8,117)$	865735.524	0.83	189391651.2	
$S(7,102)$	$S(8,117)$	834385.62	0.867	189704672.7	
$S(7,103)$	$S(8,117)$	803035.716	0.904	190046030.9	
$S(7,104)$	$S(8,117)$	771685.812	0.939	190350787	
$S(7,105)$	$S(8,117)$	740335.908	0.973	190655945.6	
$S(7,106)$	$S(8,117)$	708986.005	1.007	190885630.8	
$S(7,107)$	$S(8,117)$	677636.101	1.038	190824849.8	
$S(7,108)$	$S(8,117)$	646286.197	1.068	190647218.1	
$S(7,109)$	$S(8,117)$	614936.293	1.099	190307960.7	
$S(7,110)$	$S(8,117)$	583586.389	1.127	190069135.3	
$S(7,111)$	$S(8,117)$	552236.485	1.156	189836400	
$S(7,112)$	$S(8,117)$	520886.581	1.184	189605493.6	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(7,113)	S(8,117)	489536.678	1.221	189360593.6	NPV(8,118)
S(7,114)	S(8,117)	458186.774	1.27	189096129.8	
S(7,115)	S(8,117)	426836.87	1.336	188763772.1	
S(7,116)	S(8,117)	395486.966	1.458	188211502.2	
S(7,100)	S(8,118)	928435.332	0.708	188911538.5	
S(7,101)	S(8,118)	897085.428	0.784	189239535.6	
S(7,102)	S(8,118)	865735.524	0.83	189559828.9	
S(7,103)	S(8,118)	834385.62	0.867	189904547.4	
S(7,104)	S(8,118)	803035.716	0.904	190244926.8	
S(7,105)	S(8,118)	771685.812	0.939	190548666.9	
S(7,106)	S(8,118)	740335.909	0.973	190852634.3	
<b>S(7,107)</b>	<b>S(8,118)</b>	<b>708986.005</b>	<b>1.007</b>	<b>191041314.7</b>	
S(7,108)	S(8,118)	677636.101	1.038	190863108.4	
S(7,109)	S(8,118)	646286.197	1.068	190523225.2	
S(7,110)	S(8,118)	614936.293	1.099	190163752.9	
S(7,111)	S(8,118)	583586.389	1.127	189925816.5	
S(7,112)	S(8,118)	552236.485	1.156	189693509.6	
S(7,113)	S(8,118)	520886.582	1.184	189462599.6	
S(7,114)	S(8,118)	489536.678	1.221	189217350.5	
S(7,115)	S(8,118)	458186.774	1.27	188942815.2	
S(7,116)	S(8,118)	426836.87	1.336	188576016	
S(7,117)	S(8,118)	395486.966	1.458	188024001.1	
S(7,101)	S(8,119)	928435.332	0.708	189056914.1	
S(7,102)	S(8,119)	897085.428	0.784	189409133.6	
S(7,103)	S(8,119)	865735.524	0.83	189761201.2	
S(7,104)	S(8,119)	834385.62	0.867	190105041	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(7,105)	S(8,119)	803035.716	0.904	190444396.8	NPV(8,119)
S(7,106)	S(8,119)	771685.813	0.939	190747080.4	
S(7,107)	S(8,119)	740335.909	0.973	191009889.3	
S(7,108)	S(8,119)	708986.005	1.007	191080229	
S(7,109)	S(8,119)	677636.101	1.038	190739834.8	
S(7,110)	S(8,119)	646286.197	1.068	190379810	
S(7,111)	S(8,119)	614936.293	1.099	190021901.4	
S(7,112)	S(8,119)	583586.389	1.127	189784580.5	
S(7,113)	S(8,119)	552236.486	1.156	189552469.1	
S(7,114)	S(8,119)	520886.582	1.184	189321356.3	
S(7,115)	S(8,119)	489536.678	1.221	189066178.5	
S(7,116)	S(8,119)	458186.774	1.27	188757115.3	
S(7,117)	S(8,119)	426836.87	1.336	188389536.2	
S(7,118)	S(8,119)	395486.966	1.458	187837655.9	
S(8,104)	S(9,126)	1118399.149	0.716	203548254.8	NPV(9,126)
S(8,105)	S(9,126)	1087049.245	0.776	203834628.2	
S(8,106)	S(9,126)	1055699.342	0.81	204077139.6	
S(8,107)	S(9,126)	1024349.438	0.827	204284918.4	
S(8,108)	S(9,126)	992999.534	0.843	204497132.2	
S(8,109)	S(9,126)	961649.63	0.86	204794547.6	
S(8,110)	S(9,126)	930299.726	0.877	205056904.8	
S(8,111)	S(9,126)	898949.822	0.893	205287858.5	
S(8,112)	S(9,126)	867599.918	0.91	205470757.1	
S(8,113)	S(9,126)	836250.015	0.927	205618710.6	
S(8,114)	S(9,126)	804900.111	0.943	205764727.9	
S(8,115)	S(9,126)	773550.207	0.96	206006532.6	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(8,116)	S(9,126)	742200.303	0.977	206251263.4	NPV(9,126)
S(8,117)	S(9,126)	710850.399	0.993	206515126.9	
S(8,118)	S(9,126)	679500.495	1.024	206422055.1	
S(8,119)	S(9,126)	648150.591	1.065	206001289.6	
S(8,120)	S(9,126)	616800.688	1.108	205518223.5	
S(8,121)	S(9,126)	585450.784	1.167	205007863	
S(8,122)	S(9,126)	554100.88	1.233	204529437.6	
S(8,123)	S(9,126)	522750.976	1.312	204044692.8	
S(8,124)	S(9,126)	491401.072	1.425	203369231.4	
S(8,125)	S(9,126)	460051.168	1.537	202847778.2	
S(8,105)	S(9,127)	1118399.148	0.716	203672617	
S(8,106)	S(9,127)	1087049.245	0.776	203939538.1	
S(8,107)	S(9,127)	1055699.341	0.81	204163540.2	
S(8,108)	S(9,127)	1024349.437	0.827	204376604.3	
S(8,109)	S(9,127)	992999.533	0.843	204675010.8	
S(8,110)	S(9,127)	961649.629	0.86	204938522.5	
S(8,111)	S(9,127)	930299.725	0.877	205170821.6	
S(8,112)	S(9,127)	898949.821	0.893	205378596.1	
S(8,113)	S(9,127)	867599.918	0.91	205543618.8	
S(8,114)	S(9,127)	836250.014	0.927	205691651.4	
S(8,115)	S(9,127)	804900.11	0.943	205935818.3	
S(8,116)	S(9,127)	773550.206	0.96	206182517.7	
S(8,117)	S(9,127)	742200.302	0.977	206446381.2	
<b>S(8,118)</b>	<b>S(9,127)</b>	<b>710850.398</b>	<b>0.993</b>	<b>206670810.8</b>	NPV(9,127)
S(8,119)	S(9,127)	679500.494	1.024	206460969.4	
S(8,120)	S(9,127)	648150.591	1.065	205971435.2	



续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量 $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	边界品位 $g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	决策现值 $NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	状态现值 $NPV(i,j)/\$$
前状态	本状态				
S(8,121)	S(9,127)	616800.687	1.108	205416119.1	NPV(9,128)
S(8,122)	S(9,127)	585450.783	1.167	204908363.2	
S(8,123)	S(9,127)	554100.879	1.233	204411705.5	
S(8,124)	S(9,127)	522750.975	1.312	203912796	
S(8,125)	S(9,127)	491401.071	1.425	203234871	
S(8,126)	S(9,127)	460051.167	1.537	202713719.3	
S(8,106)	S(9,128)	1118399.149	0.716	203779109.3	
S(8,107)	S(9,128)	1087049.245	0.776	204027546.6	
S(8,108)	S(9,128)	1055699.341	0.81	204256886.3	
S(8,109)	S(9,128)	1024349.437	0.827	204556247.9	
S(8,110)	S(9,128)	992999.533	0.843	204820865.7	
S(8,111)	S(9,128)	961649.629	0.86	205054446.1	
S(8,112)	S(9,128)	930299.725	0.877	205263705.9	
S(8,113)	S(9,128)	898949.822	0.893	205453676.5	
S(8,114)	S(9,128)	867599.918	0.91	205618887.9	
S(8,115)	S(9,128)	836250.014	0.927	205865251.6	
S(8,116)	S(9,128)	804900.11	0.943	206113772	
S(8,117)	S(9,128)	773550.206	0.96	206377635.5	
S(8,118)	S(9,128)	742200.302	0.977	206602065.1	
S(8,119)	S(9,128)	710850.398	0.993	206709725.1	
S(8,120)	S(9,128)	679500.495	1.024	206431115	
S(8,121)	S(9,128)	648150.591	1.065	205869330.8	
S(8,122)	S(9,128)	616800.687	1.108	205316619.3	
S(8,123)	S(9,128)	585450.783	1.167	204790631.2	
S(8,124)	S(9,128)	554100.879	1.233	204279808.7	
S(8,125)	S(9,128)	522750.975	1.312	203778435.6	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量 $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	边界品位 $g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	决策现值 $NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	状态现值 $NPV(i,j)/\$$
前状态	本状态				
S(8,126)	S(9,128)	491401.071	1.425	203100812.1	NPV(10,140)
S(8,127)	S(9,128)	460051.168	1.537	202582264	
S(9,115)	S(10,140)	1104639.186	0.716	215026057.2	
S(9,116)	S(10,140)	1073289.282	0.757	215214503.8	
S(9,117)	S(10,140)	1041939.378	0.798	215408835.5	
S(9,118)	S(10,140)	1010589.474	0.82	215654877.2	
S(9,119)	S(10,140)	979239.57	0.841	215866319.8	
S(9,120)	S(10,140)	947889.667	0.861	216048430.8	
S(9,121)	S(10,140)	916539.763	0.882	216208097.5	
S(9,122)	S(10,140)	885189.859	0.903	216346188.3	
S(9,123)	S(10,140)	853839.955	0.925	216453123.5	
S(9,124)	S(10,140)	822490.051	0.948	216658935.5	
S(9,125)	S(10,140)	791140.147	0.97	216872046.6	
S(9,126)	S(10,140)	759790.243	0.993	217106507.4	
S(9,127)	S(10,140)	728440.34	1.016	217125698.6	
S(9,128)	S(10,140)	697090.436	1.039	216949994.4	
S(9,129)	S(10,140)	665740.532	1.062	216703858.6	
S(9,130)	S(10,140)	634390.628	1.085	216416922.4	
S(9,131)	S(10,140)	603040.724	1.108	216154567.2	
S(9,132)	S(10,140)	571690.82	1.131	215941955.2	
S(9,133)	S(10,140)	540340.917	1.154	215725551.8	
S(9,134)	S(10,140)	508991.013	1.178	215504656.4	
S(9,135)	S(10,140)	477641.109	1.202	215262315.2	
S(9,136)	S(10,140)	446291.205	1.246	214970831.9	
S(9,137)	S(10,140)	414941.301	1.29	214681953.2	
S(9,138)	S(10,140)	383591.397	1.379	214241903.9	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(9,139)	S(10,140)	352241.493	1.489	213733245	NPV(10,141)
S(9,115)	S(10,141)	1135989.09	0.631	214849979.8	
S(9,116)	S(10,141)	1104639.186	0.716	215060920.4	
S(9,117)	S(10,141)	1073289.282	0.757	215255163.1	
S(9,118)	S(10,141)	1041939.378	0.798	215536234	
S(9,119)	S(10,141)	1010589.474	0.82	215749061.2	
S(9,120)	S(10,141)	979239.571	0.841	215931189.9	
S(9,121)	S(10,141)	947889.667	0.861	216090922.2	
S(9,122)	S(10,141)	916539.763	0.882	216233493.4	
S(9,123)	S(10,141)	885189.859	0.903	216372466.4	
S(9,124)	S(10,141)	853839.955	0.925	216578535.6	
S(9,125)	S(10,141)	822490.051	0.948	216791999.6	
S(9,126)	S(10,141)	791140.147	0.97	217026930	
<b>S(9,127)</b>	<b>S(10,141)</b>	<b>759790.244</b>	<b>0.993</b>	<b>217220038.9</b>	
S(9,128)	S(10,141)	728440.34	1.016	217121098.8	
S(9,129)	S(10,141)	697090.436	1.039	216875474.1	
S(9,130)	S(10,141)	665740.532	1.062	216589187	
S(9,131)	S(10,141)	634390.628	1.085	216300866	
S(9,132)	S(10,141)	603040.724	1.108	216036845.7	
S(9,133)	S(10,141)	571690.821	1.131	215822102.3	
S(9,134)	S(10,141)	540340.917	1.154	215603320.2	
S(9,135)	S(10,141)	508991.013	1.178	215365353.7	
S(9,136)	S(10,141)	477641.109	1.202	215112015.4	
S(9,137)	S(10,141)	446291.205	1.246	214823136.8	
S(9,138)	S(10,141)	414941.301	1.29	214532904.1	
S(9,139)	S(10,141)	383591.397	1.379	214097623.4	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(9,140)	S(10,141)	352241.494	1.489	213592935.3	NPV(10,142)
S(9,117)	S(10,142)	1104639.186	0.716	215102729.1	
S(9,118)	S(10,142)	1073289.282	0.757	215383780.1	
S(9,119)	S(10,142)	1041939.378	0.798	215631608.7	
S(9,120)	S(10,142)	1010589.475	0.82	215815193.9	
S(9,121)	S(10,142)	979239.571	0.841	215975027.5	
S(9,122)	S(10,142)	947889.667	0.861	216117756.4	
S(9,123)	S(10,142)	916539.763	0.882	216261296.9	
S(9,124)	S(10,142)	885189.859	0.903	216499403.9	
S(9,125)	S(10,142)	853839.955	0.925	216713241.4	
S(9,126)	S(10,142)	822490.051	0.948	216948654.8	
S(9,127)	S(10,142)	791140.148	0.97	217142379.5	
S(9,128)	S(10,142)	759790.244	0.993	217216800.8	
S(9,129)	S(10,142)	728440.34	1.016	217047730.1	
S(9,130)	S(10,142)	697090.436	1.039	216762062.6	
S(9,131)	S(10,142)	665740.532	1.062	216474515.3	
S(9,132)	S(10,142)	634390.628	1.085	216184809.6	
S(9,133)	S(10,142)	603040.725	1.108	215919124.2	
S(9,134)	S(10,142)	571690.821	1.131	215702249.4	
S(9,135)	S(10,142)	540340.917	1.154	215466437.7	
S(9,136)	S(10,142)	508991.013	1.178	215215054	
S(9,137)	S(10,142)	477641.109	1.202	214964320.3	
S(9,138)	S(10,142)	446291.205	1.246	214674087.7	
S(9,139)	S(10,142)	414941.301	1.29	214388623.6	
S(9,140)	S(10,142)	383591.398	1.379	213957313.7	
S(9,141)	S(10,142)	352241.494	1.489	213451234.4	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(10,127)	S(11,149)	1117329.938	0.713	229132720.3	NPV(11,149)
S(10,128)	S(11,149)	1085980.034	0.773	229311533.9	
S(10,129)	S(11,149)	1054630.13	0.809	229453150.5	
S(10,130)	S(11,149)	1023280.226	0.826	229562184.7	
S(10,131)	S(11,149)	991930.322	0.843	229709415	
S(10,132)	S(11,149)	960580.418	0.859	229880728.1	
S(10,133)	S(11,149)	929230.515	0.876	230051175.2	
S(10,134)	S(11,149)	897880.611	0.893	230192978.9	
S(10,135)	S(11,149)	866530.707	0.909	230293780.1	
S(10,136)	S(11,149)	835180.803	0.926	230363445.9	
S(10,137)	S(11,149)	803830.899	0.943	230464577.1	
S(10,138)	S(11,149)	772480.995	0.96	230643612.7	
S(10,139)	S(11,149)	741131.091	0.976	230845268.7	
S(10,140)	S(11,149)	709781.188	0.993	231006391.5	
S(10,141)	S(11,149)	678431.284	1.023	230876081.9	
S(10,142)	S(11,149)	647081.38	1.064	230449838.3	
S(10,143)	S(11,149)	615731.476	1.107	229959348.8	
S(10,144)	S(11,149)	584381.572	1.167	229506970.4	
S(10,145)	S(11,149)	553031.668	1.233	229079942.4	
S(10,146)	S(11,149)	521681.764	1.311	228665454.6	
S(10,147)	S(11,149)	490331.861	1.424	228092086.2	
S(10,148)	S(11,149)	458981.957	1.536	227624967.7	
S(10,128)	S(11,150)	1117329.938	0.713	229153076.4	
S(10,129)	S(11,150)	1085980.034	0.773	229312713.1	
S(10,130)	S(11,150)	1054630.13	0.809	229436095.4	
S(10,131)	S(11,150)	1023280.226	0.826	229582397.6	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(10,132)	S(11,150)	991930.322	0.843	229752739.5	NPV(11,150)
S(10,133)	S(11,150)	960580.419	0.859	229922169.5	
S(10,134)	S(11,150)	929230.515	0.876	230062907.3	
S(10,135)	S(11,150)	897880.611	0.893	230181904.5	
S(10,136)	S(11,150)	866530.707	0.909	230265210.9	
S(10,137)	S(11,150)	835180.803	0.926	230365185.7	
S(10,138)	S(11,150)	803830.899	0.943	230543008.2	
S(10,139)	S(11,150)	772480.995	0.96	230743392.1	
S(10,140)	S(11,150)	741131.092	0.976	230903181.7	
<b>S(10,141)</b>	<b>S(11,150)</b>	<b>709781.188</b>	<b>0.993</b>	<b>231043827.7</b>	
S(10,142)	S(11,150)	678431.284	1.023	230814216.8	
S(10,143)	S(11,150)	647081.38	1.064	230318204.7	
S(10,144)	S(11,150)	615731.476	1.107	229824773.1	
S(10,145)	S(11,150)	584381.572	1.167	229371809.1	
S(10,146)	S(11,150)	553031.668	1.233	228943802	
S(10,147)	S(11,150)	521681.765	1.311	228527971.3	
S(10,148)	S(11,150)	490331.861	1.424	227922749.3	
S(10,149)	S(11,150)	458981.957	1.536	227452724.5	
S(10,129)	S(11,151)	1117329.938	0.713	229155562.6	
S(10,130)	S(11,151)	1085980.034	0.773	229296990.8	
S(10,131)	S(11,151)	1054630.13	0.809	229457679.7	
S(10,132)	S(11,151)	1023280.226	0.826	229627180.2	
S(10,133)	S(11,151)	991930.323	0.843	229795734.2	
S(10,134)	S(11,151)	960580.419	0.859	229935559.7	
S(10,135)	S(11,151)	929230.515	0.876	230053606.9	
S(10,136)	S(11,151)	897880.611	0.893	230155173.1	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量 $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	边界品位 $B_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	决策现值 $NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	状态现值 $NPV(i,j)/\$$
前状态	本状态				
$S(10,137)$	$S(11,151)$	866530.707	0.909	230268875	$NPV(11,151)$
$S(10,138)$	$S(11,151)$	835180.803	0.926	230445691.2	
$S(10,139)$	$S(11,151)$	803830.899	0.943	230645030.3	
$S(10,140)$	$S(11,151)$	772480.996	0.96	230803737.5	
$S(10,141)$	$S(11,151)$	741131.092	0.976	230943265.2	
$S(10,142)$	$S(11,151)$	709781.188	0.993	230983685.4	
$S(10,143)$	$S(11,151)$	678431.284	1.023	230683583	
$S(10,144)$	$S(11,151)$	647081.38	1.064	230184754.5	
$S(10,145)$	$S(11,151)$	615731.476	1.107	229691060.8	
$S(10,146)$	$S(11,151)$	584381.572	1.167	229237416.2	
$S(10,147)$	$S(11,151)$	553031.669	1.233	228808348.4	
$S(10,148)$	$S(11,151)$	521681.765	1.311	228359975.7	
$S(10,149)$	$S(11,151)$	490331.861	1.424	227752913.7	
$S(10,150)$	$S(11,151)$	458981.957	1.536	227280481.3	
$S(11,137)$	$S(12,160)$	1116739.499	0.709	241491923.3	
$S(11,138)$	$S(12,160)$	1085389.595	0.757	241624424.4	
$S(11,139)$	$S(12,160)$	1054039.691	0.802	241735085.9	
$S(11,140)$	$S(12,160)$	1022689.788	0.821	241853059.5	
$S(11,141)$	$S(12,160)$	991339.884	0.84	241993280.6	
$S(11,142)$	$S(12,160)$	959989.98	0.859	242130622.3	
$S(11,143)$	$S(12,160)$	928640.076	0.878	242237104.8	
$S(11,144)$	$S(12,160)$	897290.172	0.897	242317512.6	
$S(11,145)$	$S(12,160)$	865940.268	0.916	242338653.3	
$S(11,146)$	$S(12,160)$	834590.364	0.934	242387810.7	
$S(11,147)$	$S(12,160)$	803240.461	0.952	242515733.7	
$S(11,148)$	$S(12,160)$	771890.557	0.971	242667247.9	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量 $Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	边界品位 $g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	决策现值 $NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	状态现值 $NPV(i,j)/\$$
前状态	本状态				
S(11,149)	S(12,160)	740540.653	0.989	242779328.1	NPV(12,160)
S(11,150)	S(12,160)	709190.749	1.013	242735852.2	
S(11,151)	S(12,160)	677840.845	1.046	242393336	
S(11,152)	S(12,160)	646490.941	1.078	242013047	
S(11,153)	S(12,160)	615141.037	1.112	241664955.4	
S(11,154)	S(12,160)	583791.134	1.15	241381183.9	
S(11,155)	S(12,160)	552441.23	1.188	241100026.3	
S(11,156)	S(12,160)	521091.326	1.238	240815356.7	
S(11,157)	S(12,160)	489741.422	1.294	240515471.9	
S(11,158)	S(12,160)	458391.518	1.414	239963092	
S(11,159)	S(12,160)	427041.614	1.539	239515879.8	
S(11,138)	S(12,161)	1116739.499	0.709	241497364.5	
S(11,139)	S(12,161)	1085389.595	0.757	241611741.8	
S(11,140)	S(12,161)	1054039.692	0.802	241759756	
S(11,141)	S(12,161)	1022689.788	0.821	241901021.6	
S(11,142)	S(12,161)	991339.884	0.84	242039554.5	NPV(12,161)
S(11,143)	S(12,161)	959989.98	0.859	242147397.8	
S(11,144)	S(12,161)	928640.076	0.878	242229171.9	
S(11,145)	S(12,161)	897290.172	0.897	242277622.2	
S(11,146)	S(12,161)	865940.268	0.916	242330996.1	
S(11,147)	S(12,161)	834590.365	0.934	242458919.1	
S(11,148)	S(12,161)	803240.461	0.952	242610433.2	
S(11,149)	S(12,161)	771890.557	0.971	242722513.5	
<b>S(11,150)</b>	<b>S(12,161)</b>	<b>740540.653</b>	<b>0.989</b>	<b>242816764.2</b>	
S(11,151)	S(12,161)	709190.749	1.013	242675709.9	
S(11,152)	S(12,161)	677840.845	1.046	242295420.9	



续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
$S(11,153)$	$S(12,161)$	646490.941	1.078	241918467.9	$NPV(12,162)$
$S(11,154)$	$S(12,161)$	615141.038	1.112	241573321.9	
$S(11,155)$	$S(12,161)$	583791.134	1.15	241292164.4	
$S(11,156)$	$S(12,161)$	552441.23	1.188	241013337.1	
$S(11,157)$	$S(12,161)$	521091.326	1.238	240716344.6	
$S(11,158)$	$S(12,161)$	489741.422	1.294	240399719.9	
$S(11,159)$	$S(12,161)$	458391.518	1.414	239848985.5	
$S(11,160)$	$S(12,161)$	427041.615	1.539	239403455.1	
$S(11,139)$	$S(12,162)$	1116739.499	0.709	241485904.2	
$S(11,140)$	$S(12,162)$	1085389.596	0.757	241637698.6	
$S(11,141)$	$S(12,162)$	1054039.692	0.802	241808995.7	
$S(11,142)$	$S(12,162)$	1022689.788	0.821	241948654	
$S(11,143)$	$S(12,162)$	991339.884	0.84	242057777.2	
$S(11,144)$	$S(12,162)$	959989.98	0.859	242140831.2	
$S(11,145)$	$S(12,162)$	928640.076	0.878	242189281.5	
$S(11,146)$	$S(12,162)$	897290.172	0.897	242269965	
$S(11,147)$	$S(12,162)$	865940.269	0.916	242402104.5	
$S(11,148)$	$S(12,162)$	834590.365	0.934	242553618.6	
$S(11,149)$	$S(12,162)$	803240.461	0.952	242665698.9	
<b><math>S(11,150)</math></b>	<b><math>S(12,162)</math></b>	<b>771890.557</b>	<b>0.971</b>	<b>242759949.6</b>	
$S(11,151)$	$S(12,162)$	740540.653	0.989	242756622	
$S(11,152)$	$S(12,162)$	709190.749	1.013	242577794.8	
$S(11,153)$	$S(12,162)$	677840.845	1.046	242200841.8	
$S(11,154)$	$S(12,162)$	646490.942	1.078	241826834.5	
$S(11,155)$	$S(12,162)$	615141.038	1.112	241484302.5	
$S(11,156)$	$S(12,162)$	583791.134	1.15	241205475.2	

续表

有效决策 $D_{(i-1,k)}^{(i,j)}$		开采矿量	边界品位	决策现值	状态现值
前状态	本状态	$Q_{(i-1,k)}^{(i,j)}/t$	$g_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\%$	$NPV_{(i-1,k)}^{(i,j)}/\$$	$NPV(i,j)/\$$
S(11,157)	S(12,162)	552441.23	1.188	240914325.1	
S(11,158)	S(12,162)	521091.326	1.238	240600592.6	
S(11,159)	S(12,162)	489741.422	1.294	240285613.4	
S(11,160)	S(12,162)	458391.519	1.414	239736560.9	
S(11,161)	S(12,162)	427041.615	1.539	239292552.8	

## 参考文献

- [1] Montimer G J. Grade Control [J]. Trans. Inst. Min. and Metal, 1950(3):357~399.
- [2] Musgrove P. Lead grade-tonnage relation [J]. Mining Magazine, 1965(112): 36~44.
- [3] Krige D G. Effective pay limits for selective mining [J]. J. S Afr. Inst. Mining Metal, 62 Jan., 1962, 345~363.
- [4] Erickson J D. Long-time Open Pit Planning [J]. Mining Engineering, 1968(2): 75~88.
- [5] Taylor H K. General Background Theory of Cutoff Grade [J]. Trans. Inst. Min. and Metal, 1972(81):160~179.
- [6] 彭兆德, 云庆夏, 等. 采矿手册第四卷 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1991.
- [7] 陈希廉, 等. 矿业经济学 [M]. 北京: 中国广播出版社, 1992.
- [8] 郑学敏. 矿床工业品位分析与经济品位应用 [J]. 1995~2005 Tsinghua Tongfang Optical Disc. Co., Ltd. 10~13.
- [9] 胡铁流. 市场经济条件下矿产工业指标的变革 [J]. 金属矿山, 1998(2): 18~20.
- [10] 魏一鸣, 童光煦. 矿床技术经济评价现状及未来发展 [J]. 黄金, 1995(8): 10~12.
- [11] 解世俊. 矿床地下开采理论与实践 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1990, 27~36.
- [12] 张玉清. 矿山技术经济学 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987, 62~67.
- [13] Robert D, Cairns, Takayoshi shinkuma. The choice of the cutoff grade in mining [J]. Resource policy, 2003(29):75~81.
- [14] 解世俊. 金属矿床地下开采 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1986, 89~101.
- [15] 王青, 史维祥. 采矿学 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2001, 327, 377~387.
- [16] Taylor H K. Mine valuation and feasibility studies [J]. Mineral Industry Cost, North-west Mining Association, 1977(2):1~17.
- [17] 彭兆德, 云庆夏, 等. 采矿手册第七卷 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1991.
- [18] 谢英亮. 露天矿边际品位最优化的经济分析 [D]. 长沙: 中南大学, 2004.
- [19] 李祥仪, 李仲学. 矿业经济学 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2001.
- [20] 高福德, 吴双生, 等. 矿山开发地质经济概论 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1991.
- [21] 任毅, 孙英健. 市场价格波动与选别式地下开采边界品位控制 [J]. 有色金属, 1998(8):21~27.
- [22] 谢英亮, 高阳. 论产品价格波动与采矿边际品位的调整 [J]. 中国矿业,

- 2003(6):70~72.
- [23] Taylor H K. Cutoff Grades-Some Further Reflections, Trans. Inst. Min. Metal (Section A, Mining Industry), 1985 (5):A04~16.
- [24] 李祥仪, 李仲学. 矿业经济学导论 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1994.
- [25] Henning U. Calculation of cutoff grade, Can. Mining [J]. 1963 (3):54~57.
- [26] Lane K F. Choosing Cutoff Grade [J]. Colorado School of Mines quarterly, 1964. (59-4):811~829.
- [27] Lane K F. Commercial Aspects of Choosing Cutoff grade [J]. 16<sup>th</sup> APCOM Symposium, 1979, 280~285.
- [28] Lane K F. Economic Definition of Ore—Cutoff Grade in Theory and Practice [J]. Mining Journal books, London 1988, 211~232.
- [29] Taylor H K. The northern porphyries: Local feature and their effects on valuation and planning [J]. Mining Engineering, 1980(11):41~67.
- [30] Taylor H K. Cutoff grade-some further reflections [J]. Trans. Inst. Mining Metallurgy, 1985, Vol. 94, A204~216.
- [31] Nilsson D. Optimum cutoff Grade in Underground Mining, Canada Mining Journal, 1982(11):65~70.
- [32] Arnold R P, George V S. Planning and Operational cutoff Grades Based on Computerized Net Present Value and Net Cash Flow [J]. CIM Bulletin, 1985 (1):47~51.
- [33] Schaap W. Principles of an Adaptive Concentrator Cutoff Grade Policy [J]. Trans. Inst. Min. Metal (Section A, Mining Industry), 1986 (1):A15~21.
- [34] Blackwell M R L. Some Aspects of the Evaluation and Planning of the Bougainville Copper Project [J]. Decision Making in Mineral Industry, 1970 (12):261~269.
- [35] Koniaris E A. Positive Approach to Long Term Mine Planning in Open Pit Mine [D]. PH. D thesis, Mining Dept. Queen's University, Kingston, 1991.
- [36] Robert D Cairns, Takayoshi Shinkuma. The Choice of Cutoff Grade in Mining [J]. Resource Policy [J]. 2003(29):75~81.
- [37] Takayoshi Shinkuma, Takashi Nishiyama. The Grade Selection Rule of the Metal Mines, an Empirical Study on Copper Mines [J]. Resource Policy, 2000(26):31~38.
- [38] M Ataei, M Osanloo. Methods for Calculation of Optimal Cutoff Grade in Complex Ore Deposits [J]. Journal of Mining Science, 2003(39-5):499~507.
- [39] H Wagner. How to Address the Crisis of Mining Engineering Education in the Western World [J]. Mineral Resource Engineering, 1999(8):471~481.
- [40] H Wagner. G B L Fettweis. About Science and Technology in the Field of Mining in the Western World at the Beginning of the New Century [J]. Resource Policy, 2001

- (27):157~168.
- [41] 郑学敏. 矿床工业品位分析与经济品位应用 [J]. 1994~2006 China Academic Journal Electric Publishing House, <http://www.cnki.net>, 10~13.
- [42] 仲崇波, 金镜潭. 黄金矿山盈亏平衡品位分析的探讨 [J]. 沈阳黄金学院学报, 1995(3):67~70.
- [43] 苑香民, 王会文, 等. 黄金矿山采矿规模设计的不确定性分析 [J]. 黄金, 2002(12):18~21.
- [44] 李德斌. 利用盈亏平衡品位进行黑斑矿的采选决策 [J]. 有色金属, 2003(11):173~176.
- [45] 向鹏成. 应用盈亏平衡分析法确定低品位矿利用的临界品位 [J]. 冶金矿山设计与建设, 2001(11):24~27.
- [46] 王青, 王之静. 露天开采整体优化——理论模型和算法 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2000.
- [47] Roman R J. The Use of Dynamic Programming for Determining Mine-mill Production Schedules [J]. Application of computer methods in the Mineral Industry (Johannesburg: South African IMM 1973, 65~70.
- [48] Jorgen Elbrond, etc. Use of an Interactive Dynamic Programming System as an Aid to Mine Evaluation [J]. Proceeding, 17<sup>th</sup> Apcom, 463~474.
- [49] Yves Lizotte, Jorgen Elbrond. Choice of Mine-mill Capacities and Production Schedules Using Open-ended Dynamic Programming [J]. CIM Bulletin, 1982 (3):154~163.
- [50] Dowd P A. The Use of Dynamic Programming in Cutoff Grade Determination [J]. Tech. Rep. Dep. Genie Miner, 1975 (4):11~29.
- [51] Dowd P A. Application of Dynamic and Stochastic Programming to Optimize Cutoff Grades and Production rates [J]. Trans. Inst. Mining, 1976(1):Sect. A, Vol. 85, A22~A31.
- [52] Noren N E. Long-Range Decision Models in Mining [J]. Economic Research Institute, 1969(12):240~253.
- [53] N M. Satybaldiev, A M Freidin. Optimization of mineral mining geometry and mine production capacity [J]. Journal of Mining Science, Vol. 42, 2006(5):27~34.
- [54] Qing Wang. Long-term Open-pit Production Scheduling Through Dynamic Phase-bench Scheduling [J]. Trans. Inst. Min. Metall. (Section A: Mine Industry), 105, May-August, 1996, A99~103.
- [55] 李泽临. 边界品位小议 [J]. 有色金属, 1981(6):39~40.
- [56] 王惠民. 浅谈矿石工业指标 [J]. 化工矿山技术, 1982(3):47~50.
- [57] 任启明. 确定矿山工业指标中几个问题的探讨 [J]. 冶金经济分析, 1983(4):

- 36~41.
- [58] 王介甫, 许楚彬. 关于矿床工业指标的研究 [J]. 化工矿山技术, 1984(6): 9~14.
- [59] 侯景儒, 黄竞先, 等. 对数正态克立格法的理论及应用 [J]. 北京科技大学学报, 1998(11): 391~398.
- [60] 侯景儒, 潘汉军, 等. 多元地质统计学的基本理论与方法 [J]. 北京科技大学学报, 1992(14): 95~103.
- [61] 侯景儒, 王志民, 等. 湖南桃江锰矿地质统计学及数学地质研究 [J]. 中国南方锰矿地质, 1992(33): 34~40.
- [62] 徐熹. 矿石级差品位指标体系与兰纳的边界品位理论 [J]. 数量经济技术经济研究, 1985(14): 41~47.
- [63] 任毅. 市场经济下金属露天矿边界品位的优化与控制 [J]. 金属矿山, 1997(2): 1~6.
- [64] 任毅. 露天矿次边界品位和次品位堆储的优化决策 [J]. 有色金属, 1997(3): 10~17.
- [65] 黄光球. 露天开采矿体边界品位动态优化新方法 [J]. 中国锰业, 1995(5): 18~22.
- [66] 黄光球. 地下开采矿体边界品位动态优化法 [J]. 化工矿山技术, 1997(4): 1~6.
- [67] 谢英亮. 基于控制论的露天矿边际品位最优化 [J]. 金属矿山, 2000(11): 14~16.
- [68] 谢英亮. 基于期权定价的矿业投资决策 [J]. 冶金矿山设计与建设, 2001(4): 22~25.
- [69] 谢英亮. 露天矿边际品位优化及其动态调整模型 [J]. 金属矿山, 1996(7): 11~17.
- [70] 谢英亮. 半投入产出模型及求解 [J]. 系统工程理论与实践, 1996(7): 7~11.
- [71] 黄光球. 露天矿边界品位的动态最优化及神经网络的应用 [J]. 中国矿业, 1996(4): 32~38.
- [72] 赵德孝, 柳小波, 等. 金山店铁矿入选品位动态优化数学模型建立 [J]. 金属矿山, 2004(4): 8~10.
- [73] 姜诣男, 赵德孝, 等. 矿石入选品位优化决策支持系统的开发 [J]. 矿业研究与开发, 2003(4): 43~45.
- [74] 云庆夏. 矿石品位优化的遗传算法 [J]. 金属矿山, 1997(5): 13~16.
- [75] 李克庆, 刘保顺. 确定合理入选品位的通用系统 [J]. 北京科技大学学报, 1997(10): 28~31.
- [76] 长沙黑色矿山设计研究院, 黑色冶金矿山技术经济设计参考资料(自编)

- [M]. 1979, 82~93.
- [77] 王成发. 关于经济地质学的几个问题 [J]. 矿产地质动态, 1984(3):6~9.
- [78] 王真民. 用动态观点研究生产矿山品位指标的探讨 [J]. 中国铝业, 1998(22):14~19.
- [79] 王兵. 我矿最低工业品位和边界品位确定方法的探讨 [J]. 新疆有色金属, 2001(1):8~12.
- [80] 徐玖平, 等. 运筹学 [M]. 北京: 科学出版社, 2004.
- [81] 熊义杰. 运筹学教程 [M]. 北京, 国防工业出版社, 2004.
- [82] 刘建永, 等. 运筹学算法与编程实践——Delphi 实现 [M]. 北京: 清华大学出版社, 2004.
- [83] 初道忠, 王青, 任凤玉. 国外某地下铜矿边界品位的研究 [J]. 中国矿业, 2007(4):94~97.
- [84] 初道忠, 王青, 丁一, 刘建兴. 地下开采矿体边界品位的确定方法 [J]. 矿冶工程, 2007(4):6~9.
- [85] 高校财经数据库 <http://www.bjinfobank.com>.
- [86] 王勇领. 系统分析与设计 [M]. 北京: 清华大学出版社, 1991.
- [87] 蔡淑琴. 管理信息系统 [M]. 北京: 科学出版社, 2004.
- [88] 常柏林. 概率与数理统计 [M]. 北京: 高等教育出版社, 1993.
- [89] BRIAN OVERLAND, 董梁, 李君龙, 李自更, 等译. C++ 语言命令详解(第二版) [M]. 北京: 电子工业出版社, 2000.
- [90] 夏云龙. 最新 Visual C++ 使用手册 [M]. 北京: 电子工业出版社, 2005.
- [91] 王瑞, 等. Visual C++ 使用手册 [M]. 北京: 人民邮电出版社, 2006.
- [92] 帕特里克, 高京义, 等. SQL 基础 [M]. 北京: 清华大学出版社, 2003.
- [93] 杨志姝, 等. SQL 应用与开发标准教程 [M]. 北京: 清华大学出版社, 2006.
- [94] 郑小玲. ACCESS 2003 中文版 [M]. 北京: 清华大学出版社, 2004.
- [95] 张世雄, 等. 矿物资源开发工程 [M]. 武汉: 武汉工业大学出版社, 2000.
- [96] 初道忠, 王青, 李广军. 矿山经济决策系统的开发 [J]. 金属矿山, 2007(3):18~20.
- [97] 袁雨怀, 舒航. 矿产经济理论与实践 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1993.